

DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION BAJO TIERRA SOBRE
PLATAFORMA DE SOFTWARE SURPAC PARA LA MINA EL SANTUARIO
MINAS PAZ DEL RIO S.A

AUTOR:
ELKIN EDILSON DELGADO SUA

UNIVERSIDAD PEDAGOGICA Y TECNOLOGICA DE COLOMBIA
UPTC
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2017

DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION BAJO TIERRA SOBRE
PLATAFORMA DE SOFTWARE SURPAC PARA LA MINA EL SANTUARIO
MINAS PAZ DEL RIO S.A

AUTOR:
ELKIN EDILSON DELGADO SUA
COD. 201111181

Trabajo de grado modalidad monografía presentado como requisito parcial para
obtener el título de Ingeniero de Minas

DIRECTOR
LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
Ing. Industrial
Msc. Ingeniería

CO- DIRECTOR:
HECTOR HERNAN NIÑO
Ing. Minas
Esp. Gestión Estratégica de Proyectos

UNIVERSIDAD PEDAGOGICA Y TECNOLOGICA DE COLOMBIA
UPTC
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2017

Nota de aceptación

Director de Proyecto

Presidente del Jurado

Jurado

Jurado

Sogamoso, (08 Mayo 2017)

DEDICATORIA

A mi madre que ha sido mi motor y ancla y a mi padre en honor a 40 años de trabajo como minero destajero en las minas del País.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar a Dios por permitirme realizar estudios profesionales y tener la capacidad de desarrollar un proyecto de esta índole, a todas las áreas de la empresa Minas Paz Del Rio S.A por la información brindada, al Ing. Héctor Niño Coordinador del departamento de Planeamiento de Minas Paz Del Rio S.A por la orientación realizada en el proyecto y el empeño que pone en capacitar a su gente, al Geólogo Luis Alejandro Báez por aportar ideas al desarrollo del proyecto, al Ing. Luis Ángel Lara por guiar y acompañar la realización del Proyecto, a Lina Alejandra León por acompañarme capítulo a capítulo y a mis padres y hermanos por el apoyo constante.

CONTENIDO

	Pág.
1. GENERALIDADES	16
1.1. Problema	16
1.1.1. Descripción del Problema	16
1.1.2. Planteamiento del Problema	17
1.1.3. Formulación del Problema	18
1.2. Objetivos	18
1.2.1. Objetivo General	18
1.2.2. Objetivos Específicos	18
1.3. Justificación	19
1.4. Localización Y Vías De Acceso	20
1.5. Descripción De La Empresa	21
1.6. Marco Legal	21
2. GEOLOGÍA	23
2.1. Geología regional	23
2.1.1. Formación Ubalá (b1u)	23
2.2. Geología Local	24
2.3. Geología Estructural	25
2.4. Modelo geológico del yacimiento sobre plataforma del software Surpac	25
2.4.1. Modelo Geológico	25
2.4.2. Modelo de Bloques	26
2.4.3. Clasificación y cálculo de Recursos	28
3. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	29
3.1. Características Generales del Macizo Rocosó	29
3.2. Descripción de Discontinuidades	30
3.3. Clasificación del Macizo Rocosó del Yacimiento (Óxidos)	32
3.4. Modelo Geotécnico	32
4. DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS GEOTÉCNICOS DEL DISEÑO MINERO	35
4.1. Cálculo de Esfuerzos en los Elementos de Sostenimiento	36
4.2. Dimensiones máximas de labores de explotación	37
4.1. Calculo de Loza de Protección de Techo	37
5. DETERMINACIÓN Y EVALUACIÓN DE RESTRICCIONES	41

5.1. Infraestructura	41
5.1.1. Infraestructura eléctrica existente	41
5.1.2. Vías de acceso a la zona	41
5.1.3. Edificaciones	41
5.1.4. Predios Vecinos	42
5.2. Restricciones ambientales	42
5.2.1. Quebradas	42
5.2.2. Geomorfología	42
5.2.3. Vegetación	42
5.3. Restricciones sociales	42
5.4. Restricciones Mineras	44
5.4.1. Explotación en Superficie	44
5.4.2. Zonas de Disposición de Estéril	44
5.4.3. Cobertura del Yacimiento	44
5.4.4. Geología Estructural	44
6. DISEÑO MINERO SUBTERRÁNEO	45
6.1. Método de explotación a implementar	45
6.1.1. Selección del método a Implementar	45
6.1.2. Descripción del método seleccionado	49
6.2. División del yacimiento	51
6.2.1. Bloque 1	52
6.2.2. Bloque 2	52
6.2.3. Bloque 3	52
6.2.4. Vía Central	54
6.3. Labores de Desarrollo	54
6.4. Labores Preparación	56
6.5. Labores de explotación	57
6.6. Diseño geométrico final	58
6.7. Estimación de Reservas	58
7. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN	60
7.1. Ciclo de Trabajo	60
7.1.1. Ciclo de Trabajo Túneles de Acceso	60
7.1.2. Ciclo de Trabajo Primer Rebaje de Explotación	61
7.1.3. Ciclo de Trabajo Segundo Rebaje de Explotación	62
7.2. Secuencia de Avance General	64

7.3. Cronograma a largo plazo	65
7.4. Rendimientos Por Hombre Turno	67
8. SERVICIOS PRINCIPALES A LA MINA	68
8.1. Ventilación	68
8.1.1. Calculo Ventilador Principal	68
8.1.2. Simulación de Condiciones de Ventilación en Software Ventsim	70
8.1.3. Ventilación Secundaria	71
8.2. Sostenimiento	73
8.2.1. Sostenimiento túnel de Acceso	73
8.2.2. Sostenimiento en cámaras de Explotación	74
8.3. Desagüe	78
8.4. Transporte de Insumos	78
8.5. Iluminación	79
8.6. Seguridad y Salud Ocupacional	79
9. MAQUINARIA Y EQUIPOS	80
9.1. Equipos de Perforación	80
9.2. Equipo de Desabombe	81
9.3. Equipo de Sostenimiento	82
9.4. Equipos de Cargue	83
9.5. Equipos de Transporte	83
9.6. Equipos de Servicio	84
10. ANALISIS ECONOMICO	85
10.1. Inversión Inicial	85
10.1.1. Propiedad Mina	85
10.1.2. Maquinaria y Equipo	86
10.1.3. Infraestructura y Superficie	87
10.1.4. Activos Diferidos	87
10.2. Capital de Trabajo	87
10.3. Costos de Producción	88
10.3.1. Costos por Mano de Obra	89
10.4. Producción	91
10.5. Costos Mensuales Túnel De Acceso	92
10.5.1. Explosivos	92
10.5.2. Sostenimiento	93
10.5.3. Insumos De Mantenimiento	93

10.5.4. Combustibles Y Aceites	93
10.5.5. Otros Insumos	93
10.6. Costos De Explotación Mes	95
10.6.1. Explosivos	95
10.6.2. Sostenimiento	96
10.6.3. Insumos De Mantenimiento	96
10.6.4. Combustibles Y Aceites	96
10.6.5. Otros Insumos	98
10.7. Depreciación Y Amortización De Activos	98
10.8. Gastos	99
10.8.1. Gastos Administrativos	99
10.8.2. Gastos De Distribución Y Ventas	100
10.9. Ingresos	100
10.10. Flujo De Fondos	101
10.11. Índices De Rentabilidad TIR Y VPN	101
11. CONCLUSIONES	102
12. RECOMENDACIONES	104
13. BIBLIOGRAFÍA	105

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 - Pit de explotación final y zona Sur-Oeste mina el Santuario	17
Figura 2 - Imagen Corporativa Paz del Rio S.A.	21
Figura 3 - Modelo Geológico del Yacimiento	26
Figura 4 - Histograma de Frecuencias % de Fe	27
Figura 5 - Modelo de Bloques indicando porcentaje de Hierro en cada Zona	27
Figura 6 - Curvas de Resistencia del Macizo Rocosó – Criterio de Hoek Brown	30
Figura 7 - Diagrama de concentración para identificación de familias principales de Diaclasas	31
Figura 8 - Perfil Geológico representativo del Yacimiento	32
Figura 9 - Variación del esfuerzo principal mayor Con la Profundidad	33
Figura 10 - Mapa de Espesores del Yacimiento	34
Figura 11 - Comparación de Formulas empíricas para Calculo de Pilares en Roca	35
Figura 12 - Esfuerzo Principal Mayor sobre el Yacimiento	36
Figura 13 - Anchos de Pilar mínimos	38
Figura 14 - Esquemas de Carga, Fuerza Cortante y Momento flexionante para la Viga de Techo.	39
Figura 15 - Restricciones mina el santuario B.T	43
Figura 16 - Método de explotación Por Cámaras y Pilares con explotación por Franjas	49
Figura 17 - Dimensiones de Diseño Minero	50
Figura 18 - División del Yacimiento en bloques de Explotación	51
Figura 19 - Sección Túnel de Acceso con Jumbo Sandvik DT820	55
Figura 20 - Labores de Desarrollo	56
Figura 21 - Cámaras de Explotación por Rebajes	57
Figura 22 - Isométrico Diseño Minero Final	58
Figura 23 - Esquema de Perforación y Voladura Túneles de Acceso	60
Figura 24 - Esquema de Perforación y Voladura Cámaras de Explotación	62
Figura 25 - Secuencia Base de Explotación	65
Figura 26 - Curvas Características de Ventilador principal y Mina Santuario B.T	71
Figura 27 - Distribución de Caudal en Las labores	72
Figura 28 - Temperatura Efectiva en las Labores	72
Figura 29 - Arco de Cuatro Segmentos en perfil TH21	73
Figura 30 - Empalme de arcos con perfil TH 21	74
Figura 31 - Clasificación del macizo rocoso mina el Santuario	75
Figura 32 - Carga por unidad de longitud de labor explotada en KN/m	77
Figura 33 - Malla de Pernada techo de cámaras de Explotación	78
Figura 34 - Jumbo de dos Brazos con canasta Sandvik DT820	81
Figura 35 - Scaler Paus 853-s8	82
Figura 36 - Jumbo Pernador Sandvik DS510	82
Figura 37 - Cargador de bajo perfil Sandvik LH514	83
Figura 38 - Camión articulado Sandvik TH 320	84

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 - Coordenadas polígono Contrato de Concesión 15065	22
Tabla 2 - Volumen y calidad de Recursos Indicados de Siderita Zona Sur	28
Tabla 3 - Volumen y calidad de Recursos Indicados de Hematita Zona Sur	28
Tabla 4 - Propiedades de los materiales presentes en la mina	29
Tabla 5 - Familias de Discontinuidades Principales y Secundarias	31
Tabla 6 - Análisis comparativo entre posibles métodos Aplicables al Yacimiento	46
Tabla 7 - Dimensiones de Diseño Minero	50
Tabla 8 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 1	52
Tabla 9 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 2	53
Tabla 10 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 3	53
Tabla 11 - Reporte de Volumen y Calidad Vía Central	54
Tabla 12 - Características Túneles de Desarrollo	55
Tabla 13 - Reservas Mina el Santuario B.T	59
Tabla 14 - Ciclo de Trabajo Túneles de Acceso	61
Tabla 15 - Ciclo de Trabajo Cámaras de Explotación en Primer Rebaje	63
Tabla 16 - Ciclo de Trabajo Cámaras de Explotación en Segundo Rebaje	64
Tabla 17 - Parámetros Variables de Explotación	66
Tabla 18 - Parámetros Constantes de Explotación	66
Tabla 19 - Calculo de Caudal Mínimo Requerido	69
Tabla 20 - Calculo de Resistencia Circuito Principal de Ventilación	70
Tabla 21 - Relación de Maquinaria Mina el Santuario B.T	80
Tabla 22 - Inversión Propiedad Mina	85
Tabla 23 - Inversión Maquinaria y Equipo	86
Tabla 24 - Inversión Infraestructura y Superficie	87
Tabla 25 - Inversión Activos Diferido	87
Tabla 26 - Capital de Trabajo	88
Tabla 27 - Mano de Obra Túneles de Desarrollo	89
Tabla 28 - Mano de obra Explotación	90
Tabla 29 - Mano de Obra Administrativos	91
Tabla 30 - Producción	92
Tabla 31 - Insumos Explosivos Túnel de Acceso	92
Tabla 32 - Otros Insumos Túnel de Acceso	93
Tabla 33 - Insumos Túnel de Acceso	94
Tabla 34 - Insumos Explosivos Cámaras de Explotación	95
Tabla 35 - Insumos mensuales Cámaras de Explotación	96
Tabla 36 - Otros Insumos cámaras de Explotación	98
Tabla 37 - Depreciación y Amortización de Activos	98
Tabla 38 - Gastos Administrativos	99
Tabla 39 - Gastos de Distribución y Ventas	100
Tabla 40 - Ingresos por Ventas	101

LISTA DE ANEXOS

- Anexo 1** – Mapa de Isobatas
- Anexo 2** – Mapa de Espesores
- Anexo 3** – Mapa de Pendientes
- Anexo 4** – Mapa de Carga Litostática
- Anexo 5** – Mapa Ancho Mínimo de Pilares
- Anexo 6** – Plano de Diseño Geométrico Final
- Anexo 7** – Malla de Voladura túnel de Acceso
- Anexo 8** – Malla de voladura Cámaras Jumbo
- Anexo 9** – Cronograma de Labores mina el Santuario B.T
- Anexo 10** – Tabla de Costos de Producción
- Anexo 11** – Tabla Flujo de Fondos

INTRODUCCION

Todas las operaciones mineras en superficie llegan a un punto donde la relación de descapote minera se hace tan grande que los movimientos de material estéril no pueden ser cubiertos por el mineral útil recuperado, en este sentido, se debe evaluar la posibilidad de acceder al yacimiento empleando métodos de explotación subterráneos, este proceso puede ser denominado, minería de transición.

Mina el santuario es una explotación a cielo abierto con una producción mensual promedio de 40.000 toneladas de mineral de Hierro con tenor medio del 52%, esta operación constituye la principal fuente de materia prima de la empresa siderúrgica Acerías Paz Del Rio S.A. La compañía en la actualidad se encuentra analizando la viabilidad técnica y económica de recuperar las reservas remanentes mediante métodos de explotación subterráneos. Con este cometido se ha definido un proceso de investigación y formulación del proyecto por etapas, de las cuales, la primera de ellas corresponde a la realización de un estudio de perfectibilidad técnica y económica para los datos geológicos actuales. Si mencionado estudio indica que es posible aplicar un método de explotación al yacimiento Hidrotermal existente en la vereda el santuario del municipio de Ubalá en forma racional, técnica y económica la empresa entrará en la siguiente etapa de exploración buscando detallar el modelo geológico conocido hasta el momento, pero, si al contrario, se evidencia dificultad en la aplicación de métodos subterráneos se abandonará la posibilidad evitando la perdida de inversión en un proyecto que de ante mano se ha determinado inviable.

El presente trabajo de grado obedece a la primera etapa de formulación del proyecto, en la cual se busca establecer las condiciones geológicas, geotécnicas, sociales, ambientales y mineras que restringen la aplicación de una operación subterránea en la zona para posteriormente de acuerdo a los equipos mineros presenten en el mercado y aun método de explotación pre definido proponer un diseño geométrico que recupere el mayor volumen de reservas en calidades aptas para el proceso siderúrgico. Gran parte de este proceso se llevó a cabo empleando los diferentes perfiles del software minero especialista en Planeamiento minero Surpac de La Empresa Geovia.

RESUMEN

El establecimiento de un diseño geométrico subterráneo para la Mina El Santuario propuesto obedece a un análisis inductivo, el cual parte de diagnosticar y evaluar las condiciones de la zona para concluir las características que poseerá una explotación subterránea en la vereda el santuario.

En el primer capítulo se mencionan las características principales de la empresa, mientras que los capítulos posteriores buscan determinar las condiciones geológicas y geotécnicas presentes en la zona buscando determinar de acuerdo a teorías o conceptos de mecánica de rocas las dimensiones que puede poseer la explotación bajo tierra. La descripción geológica se realizó empleando la función de matemáticas entre superficies del software Surpac, este procedimiento consiste en generar modelos digitales del terreno a partir de nubes de puntos para la superficie topográfica y los contornos estructurales de techo y piso del yacimiento con el objeto de establecer relación algebraicas entre ellos, que arrojen como resultado nuevas superficies tridimensionales de puntos, donde para cada punto se refleje el parámetro buscado, es decir, a cada punto sobre la nueva superficie digital se asigna un nuevo descriptor que puede indicar ya sea el espesor del yacimiento, la profundidad respecto a la superficie topográfica o el buzamiento medio de la mineralización. Como resultado al procedimiento indicado se obtienen los cinco primeros esquemas anexos a este documento.

Después de haberse realizado la interpretación del yacimiento mineral y su correlación con el medio que lo rodea se procede a identificar y analizar las restricciones de tipo geotécnico, minero, ambiental, y social que de alguna u otra manera impiden recuperar las reservas de zonas específicas del yacimiento o que ofrecen dificultad al desarrollo normal del proyecto.

Habiéndose interpretado el yacimiento, limitada su extensión por las restricciones mencionadas anteriormente y calculado las dimensiones que poseerán las labores subterráneas se procede a realizar el diseño minero de acuerdo a un método de explotación seleccionado sobre la plataforma del Software Surpac de la empresa Geovia. Considerándose en todo momento que el método debe ajustarse a las condiciones del yacimiento y ser flexible a variables no contempladas en los modelos geológicos y geotécnicos. Obtenido el diseño se procede a analizar la forma en que se realizarán las actividades unitarias de extracción, el personal a emplear en calidad y cantidad, los

equipos e insumos a adquirir además de otras actividades requeridas para cumplir con una producción objetivo de 25.000 toneladas mensuales.

Después de haberse contemplado todos los factores técnicos y operacionales se procede a estimar el volumen de reservas probables, la secuencia de explotación de la mina, los servicios que requiere la operación tales como: la ventilación, el sostenimiento, el desagüe, el transporte de insumos, la iluminación y la seguridad y salud ocupacional. Haciéndose énfasis en los dos primeros por ser los de mayor complejidad e importancia.

Finalmente se hace un análisis económico buscando establecer la rentabilidad que poseerá el proyecto para las condiciones indicadas, realizado en primer lugar la estimación de la inversión inicial necesaria a realizar y posteriormente a partir del flujo de fondos establecer los índices de rentabilidad económica TIR y VPN propios del proyecto.

1. GENERALIDADES

1.1. PROBLEMA

1.1.1. Descripción del Problema. Las actividades de explotación minera se clasifican principalmente en dos grandes grupos, actividades a cielo abierto y minería subterránea. La mayor parte de las materias primas extraídas de la corteza terrestre se obtienen del primer grupo, debido a los bajos costos que contrae y a la facilidad técnica, sin embargo, algunas minas llegan a un punto en que la relación de descapote se hace tan grande que es imposible seguir con métodos superficiales y se hace necesario aprovechar los recursos realizando galerías subterráneas. Esta transición requiere de un periodo de evaluación y estudio complejo donde se definen tanto los factores técnicos como económicos con que se tendrá que realizar el sistema de extracción complementario.

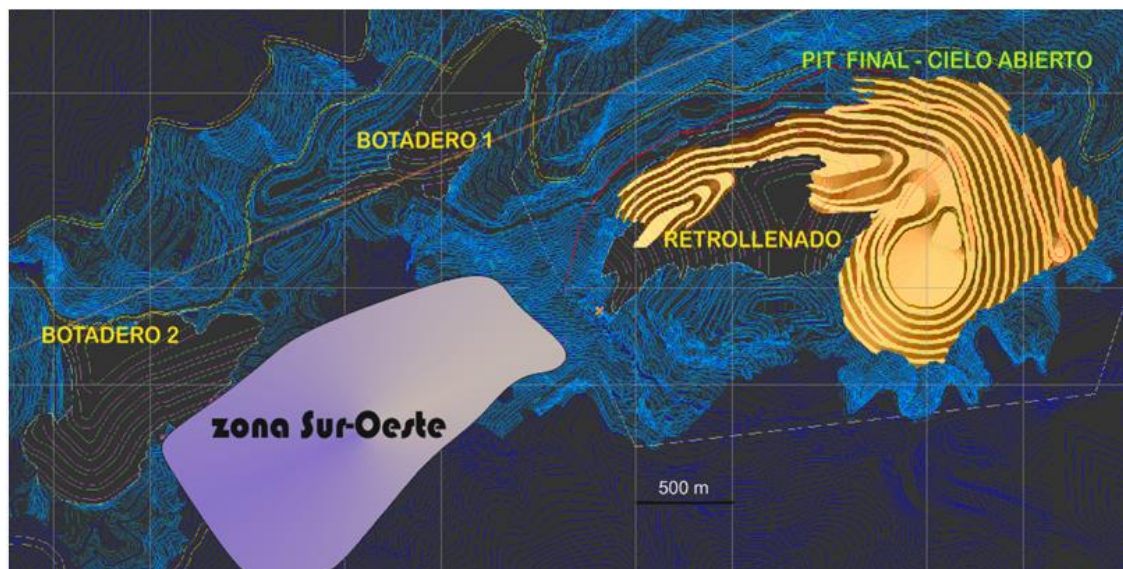
Las condiciones geológicas, geotécnicas y sobre todo económicas son las que realmente influyen en la decisión de prolongar las labores de explotación a métodos subterráneos, en este sentido, después de realizar estudios y análisis detallados, procesar la información arrojada y finalmente obtener el modelo geológico y geomecánico del yacimiento se procede a plantear una alternativa de explotación, o también llamado: método de explotación, este establece los alcances máximos de producción de la mina a corto, mediano y largo plazo y en consecuencia determina el porcentaje de aprovechamiento de las reservas disponibles.

En el municipio de Ubala, departamento de Cundinamarca se encuentra localizada la mina “el Santuario”, una explotación a cielo abierto con una suma de recursos inferidos aproximada a los 20 millones de toneladas de mineral de hierro, en este sector la compañía minera ha demostrado la inviabilidad de extraer la totalidad de estos mediante el sistema actual de explotación, en tanto, se debe analizar una alternativa bajo tierra que complemente las labores desarrolladas hasta la fecha. Este trabajo investigativo es planteado como punto de partida de un proceso lógico, secuenciado y por etapas que permitirá a Minas Paz Del Rio S.A decidir si dar inicio al nuevo sistema de minería de transición.

1.1.2. Planteamiento del Problema. En la planta siderúrgica de Acerías Paz Del Rio actualmente se utilizan dos métodos ampliamente conocidos para la fabricación del acero, que difieren tanto en el método como en la materia prima necesaria; el primero emplea un horno eléctrico que funde chatarra por medio de una corriente eléctrica, mientras el segundo utiliza grandes volúmenes de mineral de hierro de calidades y granulometrías adecuadas para generar un material enriquecido llamado arrabio en un proceso de reacción química y física. El 60% del hierro empleado en el alto horno del segundo proceso es extraído en la mina el Santuario, localizada en el municipio de Ubalá, debido a que presenta una ley muy buena (aproximadamente del 53% para óxidos de hierro y 46% para la siderita) si se compara con la del material proveniente de la mina “el Uvo” (48% aproximadamente).

Es evidente la importancia que presenta la mina el Santuario en el proceso de fabricación del acero, gracias a la ley óptima que presenta el mineral extraído como a los bajos costos que recaen por tonelada debido a su explotación por métodos mineros superficiales. Sin embargo, una campaña de exploración geológica realizada por la compañía evidencio la profundización de la masa mineralizada (figura 1), a tal nivel que es impensable la extracción de las reservas presentes en la zona aplicando el actual método de explotación a cielo abierto.

Figura 1- Pit de explotación final y zona Sur-Oeste mina el Santuario



Fuente: Autor con información de Minas Paz Del Rio S.A

En la figura anterior se puede evidenciar la magnitud de la zona donde se encuentra el yacimiento a profundidades desfavorables (aprox. 300 metros en la vertical) para su explotación a cielo abierto, como la zona donde se extrae actualmente. En color café claro se muestra en plan final de explotación, es decir, la forma en que quedarán las labores después de terminado el proceso a cielo abierto. Si se analiza con detenimiento puede observarse la importancia

de aprovechar las reservas presentes en la zona, debido a su gran extensión y a la proporción de reservas disponibles (20 millones de toneladas como reservas indicadas).

La compleja forma del yacimiento y el desconocimiento de las condiciones geo mecánicas hacen que plantear una alternativa de explotación no sea sencillo, esto evidencia la necesidad de realizar modelos geológicos y geo mecánicos precisos a partir de los cuales comenzar el dimensionamiento geométrico óptimo de los bloques, niveles o sectores de explotación.

El diseño del nuevo sistema no solo se ve limitado por razones netamente técnicas y mineras, también se limita por la presencia de infraestructuras públicas como vías y redes eléctricas de alta tensión, predios privados, quebradas, zonas ambientales restringidas y zonas donde se han depositado materiales de la explotación a cielo abierto. Todo esto debe ser considerado a la hora de plantear la nueva alternativa.

1.1.3. Formulación del Problema

¿Bajo qué parámetros e índices de carácter minero, técnico, operacional y económico se lograría llevar una explotación subterránea segura y económicamente rentable en la actual mina bajo tierra “El Santuario” de la empresa Minas Paz Del Rio S.A.?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo General

Diseñar un método de explotación bajo tierra empleando software Surpac de Geovia para la extracción de mineral de hierro en la mina el Santuario, propiedad de la empresa Minas Paz Del Rio S.A.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Realizar un diagnóstico general de la situación actual legal, geográfica, histórica y empresarial de la mina el santuario.
- Evaluar las condiciones geológicas regionales y locales de la zona en que se encuentra la mina y el yacimiento de mineral de hierro.
- Determinar las propiedades geo mecánicas predominantes del macizo rocoso sobre el cual se plantea realizar la explotación y Calcular las condiciones geo mecánicas generales que predominaran en la mina para el diseño geométrico subterráneo planteado.

- Determinar la geometría del depósito mineralizado y evaluar las reservas de mineral de hierro susceptibles a extraer mediante el nuevo método de explotación empleando 110 pozos profundos realizados en la zona y los módulos de bases de datos y modelamiento de bloques del software Surpac Geovia.
- Identificar y evaluar las condiciones básicas favorables y desfavorables de la zona de interés, en materia técnica, ambiental, social y minera que generen restricciones al desarrollo del proyecto minero.
- Realizar el diseño geométrico del método complementario de explotación subterránea mediante software Surpac de la compañía Geovia, destacando labores de desarrollo, preparación y explotación y estableciendo los ciclos de avance a corto, medio y largo plazo.
- Establecer alternativas generales sobre cómo realizar los servicios básicos que requiere la mina: ventilación sostenimiento y desagüe e Indicar las maquinas, equipos e infraestructura que deberán adquirirse o hacerse para el desarrollo normal del proyecto
- Analizar los costos e inversiones a realizar a lo largo de la vida útil del proyecto y determinar los índices de rentabilidad económica (TIR Y VPN) con que se llevara a cabo la nueva explotación subterránea

1.3. JUSTIFICACIÓN

Minas Paz Del Rio S.A empezó la explotación a cielo abierto de la mina el Santuario desde hace un tiempo aproximado de 6 años, durante los cuales ha mantenido un nivel de producción promedio de 50.000 toneladas mensuales, supliendo en un 60 % las necesidades de la planta siderúrgica. Sin embargo, tras el desarrollo de perforaciones geológicas exploratorias se pudo evidenciar que el bloque mineralizado cuenta con un máximo de reservas disponibles a cielo abierto para ocho años más de actividad, debido a los altos niveles de relación de descapote que se deberían manejar de esa fecha en adelante, los cuales resultan antieconómicos para la compañía.

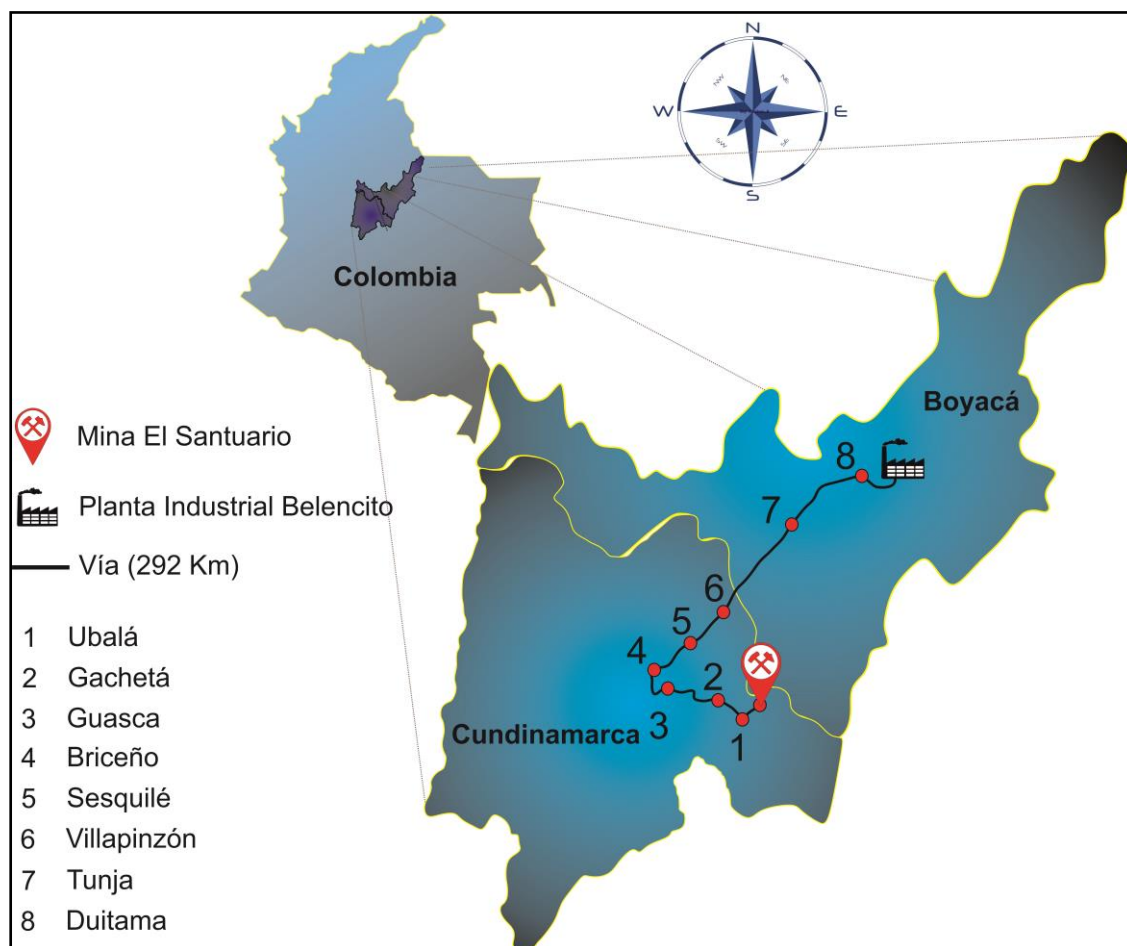
Es este sentido, como única alternativa disponible se debe analizar la viabilidad técnica y económica de realizar un proyecto de explotación subterráneo.

1.4. LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE ACCESO

La mina de hierro el santuario se encuentra ubicada sobre la margen izquierda del Río Chivor, aproximadamente a 18 kilómetros de la población de Ubalá en la vereda El Santuario, entre la Quebrada La Lejía (al norte) y el alto El Turrón (al sur) a 292,5 kilómetros de la planta industrial de Belencito. (Ver figura 1)

El acceso al sitio de explotación se realiza a través de la vía que desde Ubalá conduce al caserío de Santa Rosa, la carretera fue adecuada y recibe mantenimiento periódico por parte de A.P.D.R. para el tránsito de vehículos de carga. (Ver Figura 2)

Figura 2 - Localización y Vías de Acceso



Fuente: Autor 2017

1.5. DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA

Minas Paz Del Rio S.A (M.P.D.R) es una empresa legalmente constituida con número de identificación tributario 900296550-4, que nace en el año 2009 tras la necesidad de reorganizar la estructura de la empresa siderúrgica más importante del país. A partir de esta fecha se decidió asignar a M.P.D.R los procesos de exploración y explotación de mineral de hierro y carbón, además, de realizar actividades de apoyo para la explotación de minas y canteras que suplan las materias primas necesarias en la elaboración de productos de acero planos y no planos, y los derivados del procesamiento siderúrgico en la empresa Acerías Paz Del Rio S.A (APDR).

Es la única empresa integrada del país, dado que el proceso empieza desde la extracción de minerales o desde la recuperación metálica. En la planta industrial ubicada en Belencito Boyacá, se fabrica más del 30% de la producción nacional de acero, bajo estándares certificados de gestión de la calidad ICONTEC. Cuenta con más de 2500 trabajadores repartidos en los frentes de operación de Belencito, Ubalá, Paz De Rio y Bogotá.

Figura 2 - Imagen Corporativa Paz del Rio S.A



Fuente: Minas Paz del Rio S.A. (2016). *Modificacion Al Programa de Trabajos y Obras Contrato 15065*. Belencito.

1.6. MARCO LEGAL

Minas Paz Del Rio, acogiéndose a la normativa nacional, estableció el contrato de concesión minera 15065, suscrito el 30 de diciembre de 2003 e inscrito en el registro Minero Nacional el 10 de marzo de 2006, para la exploración y explotación de mineral de hierro en un área de 940.6 hectáreas, ubicadas en la vereda el Santuario del municipio de Ubalá, departamento de Cundinamarca. Apropiando la responsabilidad legal de aprovechar técnica y racionalmente los recursos de mineral de hierro existentes dentro del polígono otorgado (ver tabla 1).

Tabla 1- Coordenadas polígono Contrato de Concesión 15065

Punto	Coordenada X	Coordenada Y
1	1.019.520,00	1.065.480,00
2	1.019.520,00	1.065.980,00
3	1.019.970,00	1.065.980,00
4	1.019.970,00	1.067.300,00
5	1.019.520,00	1.067.300,00
6	1.019.520,00	1.069.480,00
7	1.022.020,00	1.069.480,00
8	1.022.020,10	1.065.480,00

Fuente: Minas Paz del Rio S.A. (2016). *Modificacion Al Programa de Trabajos y Obras Contrato 15065*. Belencito.

2. GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

El área de la Mina El Santuario se localiza en la Cordillera de los Andes Orientales Colombianos en su parte más oriental, siguiendo un lineamiento morfoestructural regional de orientación NNE-SSO.

Con base a la información geológica del INGEOMINAS, se ha determinado que la zona donde se localiza la Mina El Santuario se encuentra dentro de la Formación Ubalá, descrita Recientemente.

2.1.1. Formación Ubalá (b1u). De acuerdo a INGEOMINAS, Moreno, Terraza, & Montoya, (2009) describen a esta unidad que aflora cubriendo el cuerpo paleozoico más occidental que se observa en la zona, localizado al sur de Ubalá, en los alrededores del embalse de Guavio y en el sector de Las Mercedes. En la Formación Ubalá se diferencian varios niveles de arenitas y calizas que se intercalan con paquetes de arcillolitas. La sección tipo se propone en el Río Chivor (vereda Las Mercedes). En el área de Las Mercedes se levantó una columna de 230m de espesor de la Formación Ubalá en donde se reconocen tres paquetes que resaltan topográficamente (arenitas y calizas) separados por intervalos arcillosos que producen depresiones morfológicas. Tanto al Norte, en la vereda de Santuario, como hacia el Sur, en cercanías al embalse del Guavio, se observan diferencias en espesor y cambios laterales de facies en esta unidad.

En la sección de Las Mercedes consta de un intervalo de 10m de conglomerado lenticular de cantos de caliza con matriz de lodo calcáreo, capas gruesas de wackestone intercaladas con capas delgadas de conglomerado grano soportado con partículas que disminuyen de tamaño desde guijos hasta gránulos. El segmento intermedio presenta un espesor de 105m (sólo afloran los 25 metros inferiores, el resto del segmento está cubierto) constituido por capas gruesas de wackestones con capas gruesas y delgadas de arcillolita fosilífera gris. Siguen intercalaciones de arcillolitas en capas gruesas y capas delgadas o láminas de boundstone, donde se distinguen estructuras laminares paralelas (bindstone), estructuras estromatolíticas y estructuras nodulares al parecer de origen evaporítico. El segmento superior presenta 115m, constituido por capas gruesas de arenitas y calizas con contactos ondulados que resaltan topográficamente, separadas por intervalos de arcillolitas que generan valles. Las arenitas son cuarzosas, maduras y con tamaño de grano fino y medio. Las calizas son de tipo packstone de pellets, packstones de bivalvos y wackestone bivalvos.

La Formación Ubalá descansa discordantemente sobre rocas paleozoicas del Grupo Farallones, como se observa en el río Chivor, y es suprayacida por capas arcillolíticas de la Formación Macanal. Los fósiles de amonitas

encontrados en el contacto con la Formación Macanal indican el Valanginiano más temprano, por esta razón se le asigna edad Berriasiano a esta unidad. El espesor de la Formación Ubalá varía de un sitio a otro como todas las unidades del Cretácico basal en el CEOR.

En la sección tipo mide 232m, al Norte en el lugar llamado El Santuario, el espesor disminuye y solo se observan dos bancos de caliza con un espesor inferior a los 90m. En los alrededores del embalse del Guavio el espesor debe ser de por lo menos 150m según los datos de Navarrete (1975) y Villamil (1988). Al SW del municipio de Ubalá, la unidad se adelgaza hasta desaparecer, de tal forma que la unidad basal del Cretáceo Inferior corresponde con la Formación Lutitas de Macanal.

2.2. GEOLOGÍA LOCAL

Las características geológicas locales son dominadas por cinco unidades litológicas que afloran tanto en superficie como en los taladros ejecutados en la zona de estudio: arcillolitas, limolitas, calizas, óxidos y carbonatos, las que a continuación se describen:

- **Arcillolitas:** Es una unidad que forma parte de la estratigrafía de la Formación Calizas del Guavio, conformado por arcillolitas gris a gris oscuras, con planos de oxidación desde unidades de milímetros hasta unidades de centímetros. Presenta laminación en los diferentes afloramientos observados.
- **Limolitas:** Es otra unidad que también forma parte de la estratigrafía de la Formación Calizas del Guavio, conformado por limolitas y limolitas arenosas, amarillento a rojizas, con clara influencia de niveles de óxidos; esta unidad infrayace a las arcillolitas y suprayace a las calizas.
- **Calizas:** Es otra unidad litológica de la estratigrafía de la Calizas del Guavio, conformada por calizas micríticas grises, muy compactas, con mucha presencia de karsticidad en casi todos los afloramientos observados. En algunos afloramientos en superficie presenta estratificación sesgada en los pocos estratos que existen.
- **Óxidos:** Es la unidad más importante de la estratigrafía de la Formación Calizas del Guavio, desde el punto de vista geológico económico, conformado por toda una zona de óxidos con presencia de minerales de hematitas y limonitas, principales óxidos e hidróxidos de fierro, presentándose ya sea en forma masiva como cristalizada.
- **Carbonatos:** Para efectos de la presente descripción, se está considerando como una unidad; esta forma parte de la mineralogía de la zona y de la

Formación Calizas del Guavio. Esta unidad está constituida solamente por el mineral de carbonato de fierro llamado siderita.

2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Tectónicamente, la zona en estudio pertenece al anticlinorio Quetame – Cocuy localizado en el flanco Este de la Cordillera Oriental. La Cordillera Oriental es una de las tres cadenas montañosas que constituyen la Cordillera de Los Andes en territorio colombiano.

A nivel local se distinguen una serie de fallas con dirección promedio N 30° E las cuales fueron identificadas en la parte oriental del actual pit de explotación, adicionalmente se evidencia la presencia de fallas inversas con rumbo nor-oeste las cuales cortan con las mencionadas anteriormente.

2.4. MODELO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO SOBRE PLATAFORMA DEL SOFTWARE SURPAC

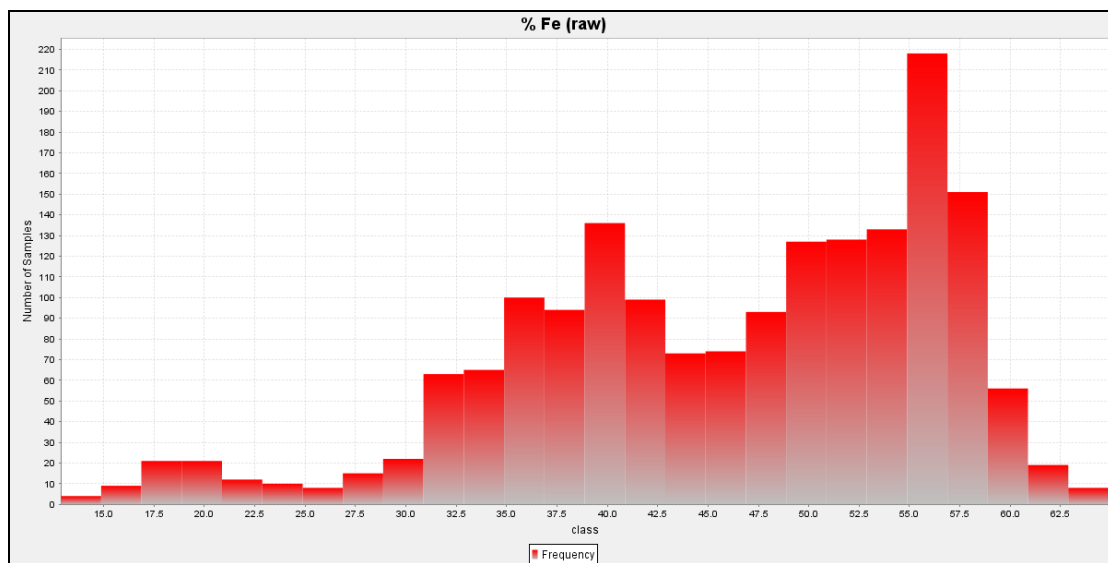
A partir de la realización de una malla de perforación con espaciamiento promedio entre barrenos de 100 metros y un total de 32 perforaciones profundas realizadas en la zona sur-oeste de la mina el Santuario, se alimentaron las bases de datos básicas necesarias en el software surpac: collar, survey y lithology, adicionalmente, se llevaron muestras de mineral recuperadas de los taladros al laboratorio y se estimó el porcentaje de enriquecimiento en óxidos y carbonatos de hierro.

Para la realización del modelo geológico se consideró que el yacimiento de mineral de hierro corresponde a un yacimiento de carácter hidrotermal.

2.4.1. Modelo Geológico. Empleando el módulo de Bases de datos del software Surpac mediante el método de perfiles y la interpretación geológica realizada por el equipo de geología de la empresa Minas Paz Del Rio, se realizó el modelamiento de cuerpo mineralizado. El cual se caracteriza por ser un cuerpo semi-amorfo con contornos estructurales complejos. Presenta dirección predominante S 54° W y buzamientos medio de 15° hacia el NW con espesor promedio es 30 metros (figura 3).

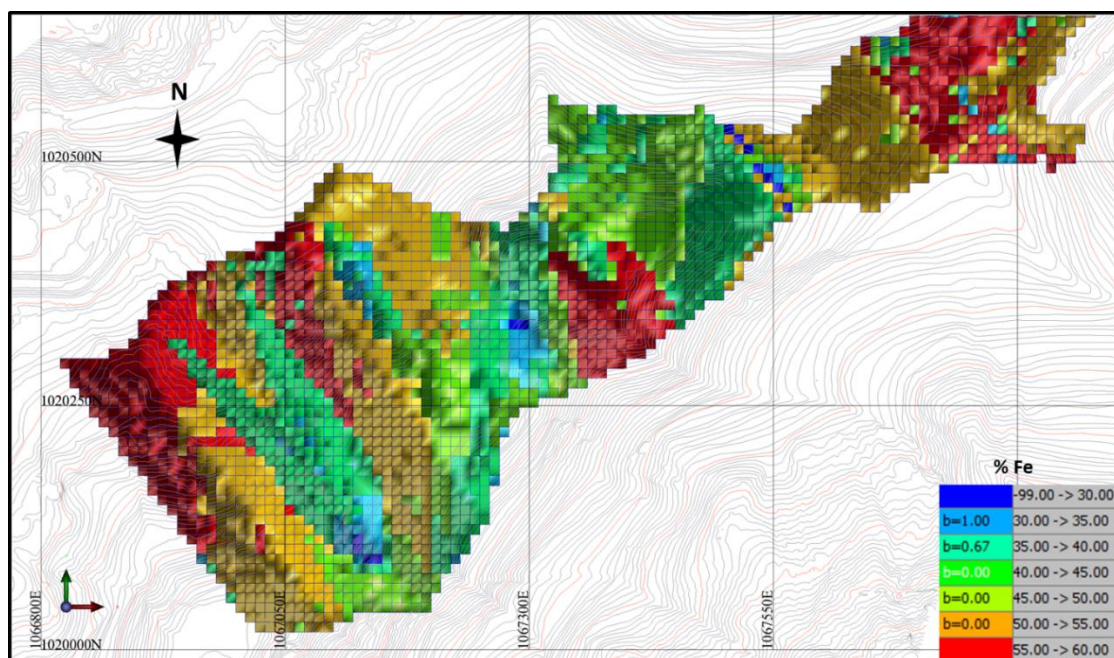
Realizando la composición del modelo a lo largo del barreno y realizando

Figura 4 - Histograma de Frecuencias % de Fe



Fuente: Autor con información de MPDR

Figura 5 - Modelo de Bloques indicando porcentaje de Hierro en cada Zona



Fuente: Autor con información de MPDR

2.4.3. Clasificación y cálculo de Recursos. Aplicando el código Australasia para informar sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena, mayormente conocido como “Código JORC” (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of geoscientists, and The Minerals Council of Australia, 1999) se clasifica a los recursos identificados en la mina el Santuario como: Recursos Indicados ; puesto que, por tratarse de un yacimiento hidrotermal la perforación realizadas se consideran demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar continuidad geológica y/o de Ley, pero están espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Adicionalmente para la mina el santuario, deben identificarse por separado los recursos de óxidos de hierro (hematita) y de carbonatos de Hierro (Siderita), por poseer concentraciones de mineral de hierro diferentes (Tablas 2 y 3).

Tabla 2 - Volumen y calidad de Recursos Indicados de Siderita Zona Sur

% Fe		Volumen (m3)	Toneladas	Fe (%)	SiO2 (%)	Ppc (%)	Al2O3 (%)	Mn (%)	P2O5 (%)
Desde	Hasta								
25	30	9,500	28,500	27.63	0.67	35.24	0.08	1.62	0.10
30	35	64,500	193,500	32.78	5.56	28.57	0.52	1.62	0.10
35	40	169,250	507,750	37.74	11.96	22.33	1.70	1.44	0.13
40	45	1,056,250	3,168,750	42.07	11.71	19.94	1.59	1.44	0.13
45	50	355,750	1,067,250	46.68	10.79	16.09	1.04	1.41	0.14
50	55	171,250	513,750	53.24	4.47	11.47	1.03	3.21	0.38
55	60	33,250	99,750	55.84	2.92	11.51	0.55	2.41	0.26
Total		1,859,750	5,579,250	43.44	10.46	18.87	1.38	1.62	0.16

Fuente: Autor con Información de MPDR

Tabla 3 - Volumen y calidad de Recursos Indicados de Hematita Zona Sur

% Fe		Volumen (m3)	Toneladas	Fe (%)	SiO2 (%)	Ppc (%)	Al2O3 (%)	Mn (%)	P2O5 (%)
Desde	Hasta								
25	30	2,000	6,000	27.63	0.67	35.24	0.08	1.62	0.10
30	35	18,500	55,500	32.78	5.56	28.57	0.52	1.62	0.10
35	40	142,750	428,250	37.74	11.96	22.33	1.70	1.44	0.13
40	45	475,250	1,425,750	42.07	11.71	19.94	1.59	1.44	0.13
45	50	511,250	1,533,750	46.68	10.79	16.09	1.04	1.41	0.14
50	55	2,136,500	6,409,500	53.24	4.47	11.47	1.03	3.21	0.38
55	60	1,596,500	4,789,500	55.84	2.92	11.51	0.55	2.41	0.26
Total		4,882,750	14,648,250	51.77	5.55	13.18	0.95	2.53	0.28

Fuente: Autor con Información de MPDR

En conclusión, el proyecto minero bajo tierra planteado en la mina el santuario cuenta con un total de recursos indicados de 20`230.000 toneladas, de las cuales 5`580.000 corresponden a carbonatos de Hierro con una ley media del 43,44% y las restantes 14`650.000 toneladas corresponden a Hematita con ley media de 51,77%.

3. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Las propiedades y características del macizo rocoso presente en la mina el santuario, se encuentran directamente relacionadas con el tipo de yacimiento mineral presente, Al tratarse de un cuerpo mineralizado de carácter hidrotermal sus condiciones varían de una zona a otra, en este sentido, de acuerdo a datos gen técnicos tomados de las perforaciones realizadas se puede realizar una interpolación de datos y aproximar las zonas con propiedades similares.

Adicional a la alteración que recibieron los materiales por procesos hidrotermales se presenta alteración por la presencia de fallas y plegamientos, estos factores son considerados en la realización del diseño minero.

3.1. CARACTERÍSTICAS GENERALES DEL MACIZO ROCOSO

En la zona de interés se encuentran cinco materiales con propiedades y características de resistencia diferentes (Tabla 4). El material de mayor interés son los óxidos por constituir en mayor porcentaje el yacimiento mineral a explotar, sin embargo es necesario considerar los demás materiales puesto que serán los futuros respaldos de la explotación bajo tierra.

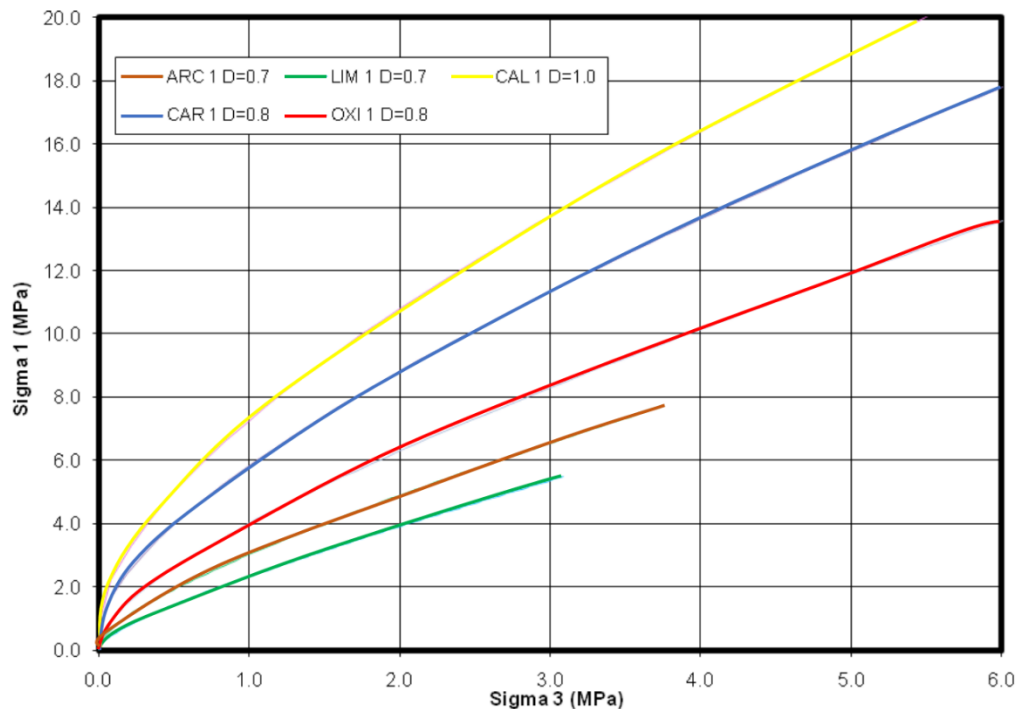
Tabla 4 - Propiedades de los materiales presentes en la mina

Material	Peso Específico (m ³ /Ton)	RQD (%)	GSI	UCS (Mpa)
Caliza	2,55	76	62	110
Limolitas	2,45	61	43	-
Arcillolita	2,70	23	34	54.3
Carbonatos	2,94	65	50	-
Óxidos	3,05	58	48	114

Fuente: Autor con información de MPDR

Para cada uno de los materiales se realizaron ensayos de compresión triaxiales y a partir de ellos mediante el criterio de Hoek Brown se trazó las curvas de resistencia del macizo rocoso (ver figura 6). En ellas es posible evidenciar que el material con mejores propiedades de resistencia es la caliza, mientras las arcillolitas y las limolitas son los materiales más débiles.

Figura 6 - Curvas de Resistencia del Macizo Rocosco – Criterio de Hoek Brown



Fuente: Ausenco Vector. (2011). *Evaluación Geotécnica de Minería a Cielo Abierto - Mina el Santuario*. Lima – Perú

3.2. DESCRIPCIÓN DE DISCONTINUIDADES

Mediante la realización de un mapeo detallado de superficie la empresa Vector realizó la descripción de parámetros geológico- geomecánicos en afloramientos rocosos, la información obtenida del mapeo de las discontinuidades consistió en el tipo de estructura, dirección del buzamiento y el buzamiento de las estructuras, relleno, forma, rugosidad, espesor, espaciamiento y persistencia.

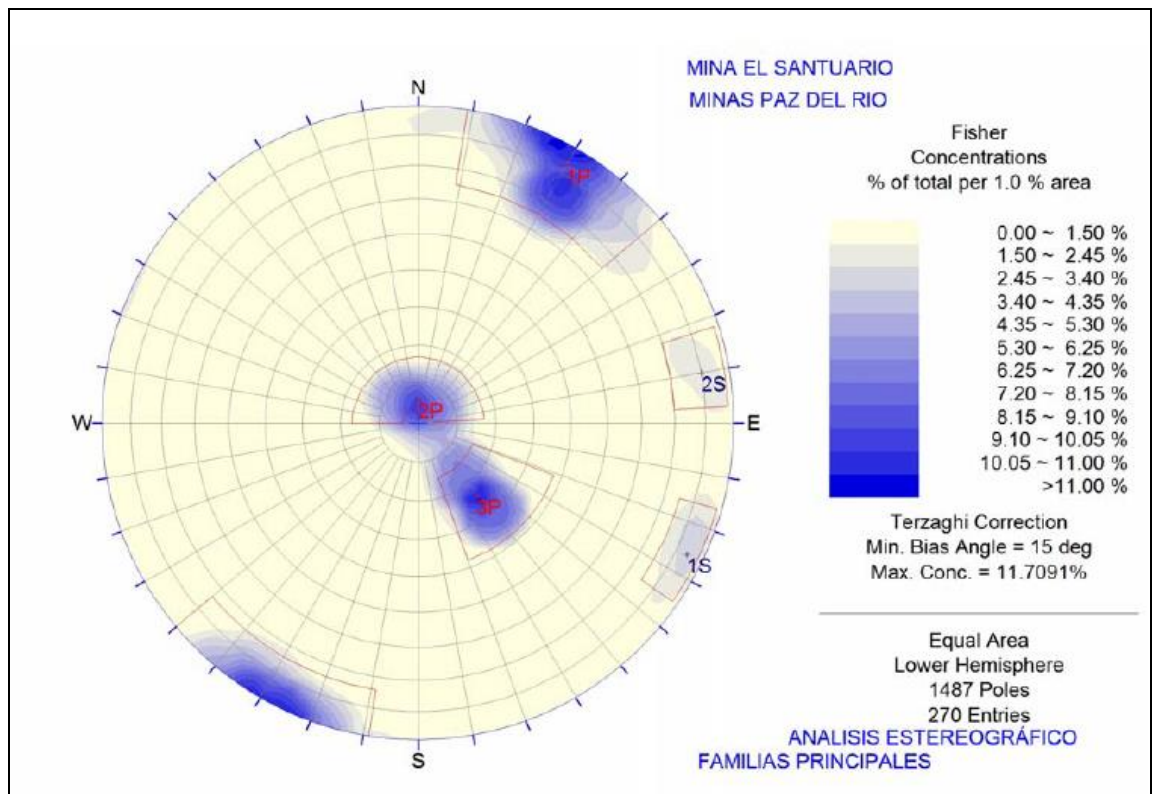
La información obtenida fue ordenada y procesada en el Software Dips observando la presencia de 3 familias de diaclasas principales y 2 secundarias. (Ver Tabla 5 y Figura 7)

Tabla 5 - Familias de Discontinuidades Principales y Secundarias

Familia	Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)
Principal 1P	210	83
Principal 2P	181	6
Principal 3P	321	24
Secundaria 1S	296	84
Secundaria 2S	260	80

Fuente: Ausenco Vector. (2011). *Evaluacion Geotecnica de Minería a Cielo Abierto - Mina el Santuario*. Lima - Peru)

Figura 7 - Diagrama de concentración para identificación de familias principales de Diaclasas



Fuente: Ausenco Vector. (2011). *Evaluacion Geotecnica de Minería a Cielo Abierto - Mina el Santuario*. Lima – Peru

En lo que respecta a los demás parámetros de clasificación de discontinuidades se observó que las diaclasas presentan persistencia media de 3 metros, se encuentran con una abertura predominante de 2 mm con relleno duros de procedencia ígnea.

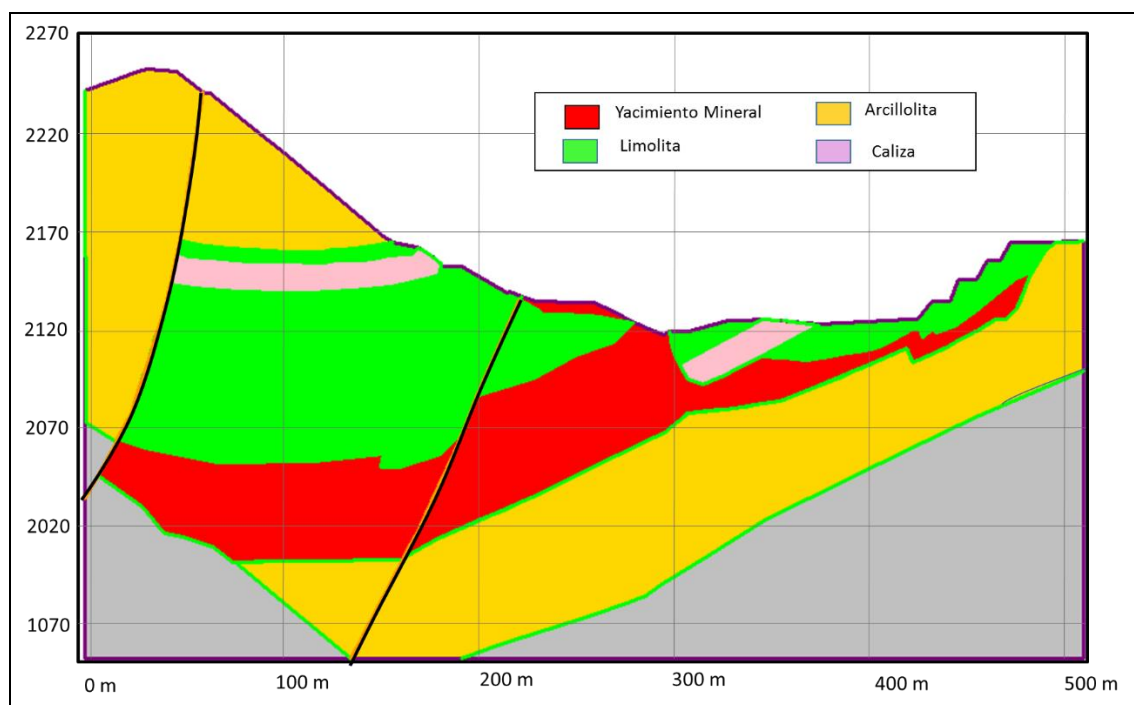
3.3. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO DEL YACIMIENTO (ÓXIDOS)

Como se evidencia en la tabla 4 los óxidos reciben una calificación de acuerdo al índice GSI de 48, lo que corresponde a un macizo compuesto por bloques cúbicos formados por 3 discontinuidades cuya condición de la superficie de las juntas va de regular a media. Adicionalmente, de acuerdo a la descripción de las discontinuidades realizada se califica al macizo rocoso mediante el índice de calidad RMR de Bieniawski como un macizo de calidad media, con una puntuación de 57.

3.4. MODELO GEOTÉCNICO

Usando el software Phase 2 de Rocscience y conociendo las propiedades de cada uno de los materiales presentes en el macizo se analizó la variación del esfuerzo principal (σ_1) y el esfuerzo secundario (σ_3) a medida que aumenta la profundidad, adicionalmente se evaluaron condiciones de desplazamiento y distribución de Juntas. Para la estimación se empleó el método de cálculo de Hoek Brown, basado en la resistencia a la compresión de la roca y los parámetros m_b y s (Figura 8).

Figura 8 - Perfil Geológico representativo del Yacimiento



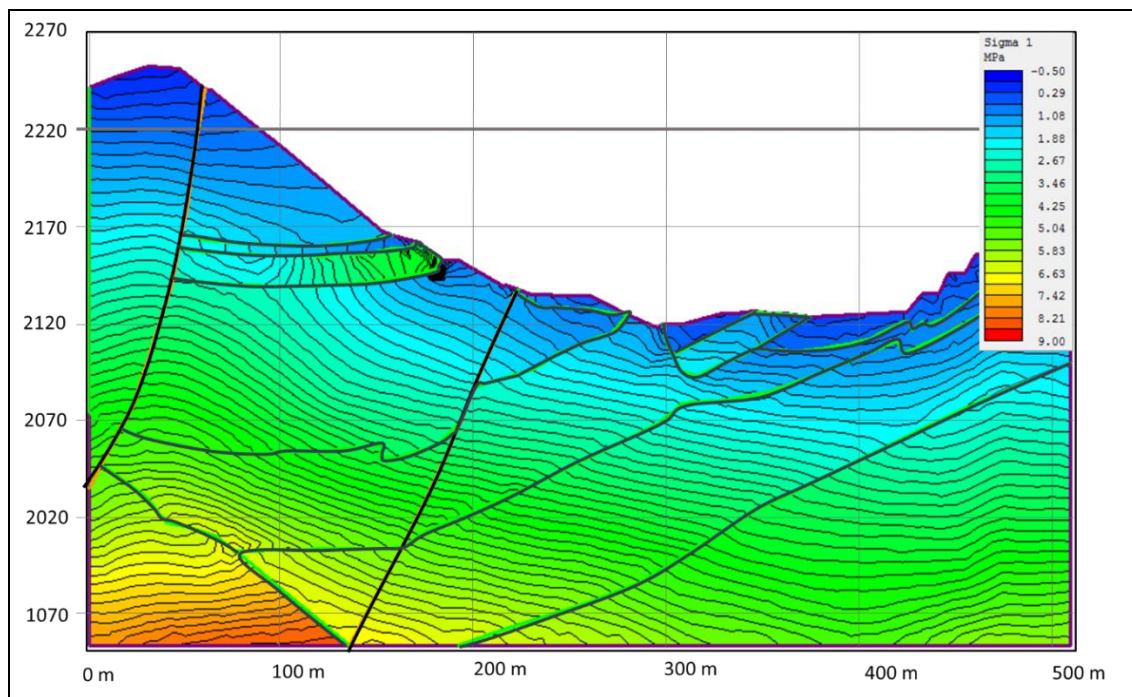
Fuente: Autor con información de MPDR

En lo que respecta a la variación de los esfuerzos con la profundidad se observa que el esfuerzo principal dentro del yacimiento presenta valores entre

1 y 8 MPa (Figura 9), mientras el esfuerzo secundario varía entre 1 y 5 megapascuales.

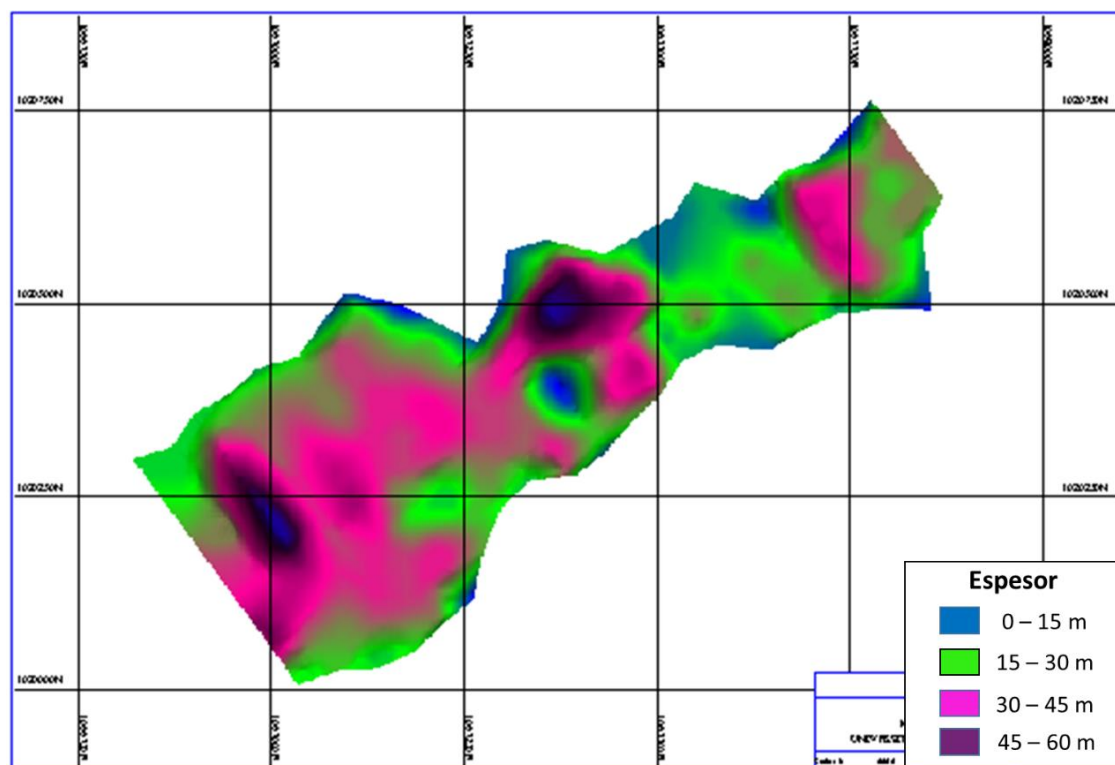
Adicionalmente, gracias a la facilidad que otorga Surpac para agregar características a muchos puntos sobre el yacimiento, es posible realizar esquemas que indiquen el espesor, la profundidad, la carga litostática y muchos otros parámetros para cada uno de los puntos del yacimiento, como ejemplo en la (ver figura 10) se muestra un esquema representando la variación del espesor del yacimiento, además, como documentos Anexos se incorporan esquemas que describen el yacimiento geológica y geotécnicamente con Claridad. (**Anexos 1, 2, 3 y 4**)

Figura 9 - Variación del esfuerzo principal mayor Con la Profundidad



Fuente: Autor con información de MPDR

Figura 10 - Mapa de Espesores del Yacimiento



Fuente: Autor con información de MPDR

4. DETERMINACIÓN DE PARÁMETROS GEOTÉCNICOS DEL DISEÑO MINERO

Considerando el análisis realizado por Yrarrazaval Herrera (2013), cuyo objetivo principal fue evaluar las formulas empíricas que se han venido utilizando para determinar las dimensiones mínimas de un pilar dadas ciertas circunstancias, se ha decidido utilizar la Ecuación de Sjoberg (ecuación 1) para estimar la resistencia ultima de un pilar del yacimiento basados en la resistencia a la compresión simple de una muestra de Roca intacta. Se ha escogido la ecuación debido a la similitud en las propiedades de los materiales rocosos para los que fue determinada la ecuación con el macizo rocoso de la mina el Santuario, adicionalmente, como se evidencia en la (Figura 11), por medio de la ecuación se obtienen valores de resistencia promedio respecto a las demás teorías empíricas existentes.

$$Sp = 0,308 * UCS(0,778 + 0,222\left(\frac{W_p}{H_p}\right)) \quad (1)$$

Donde:

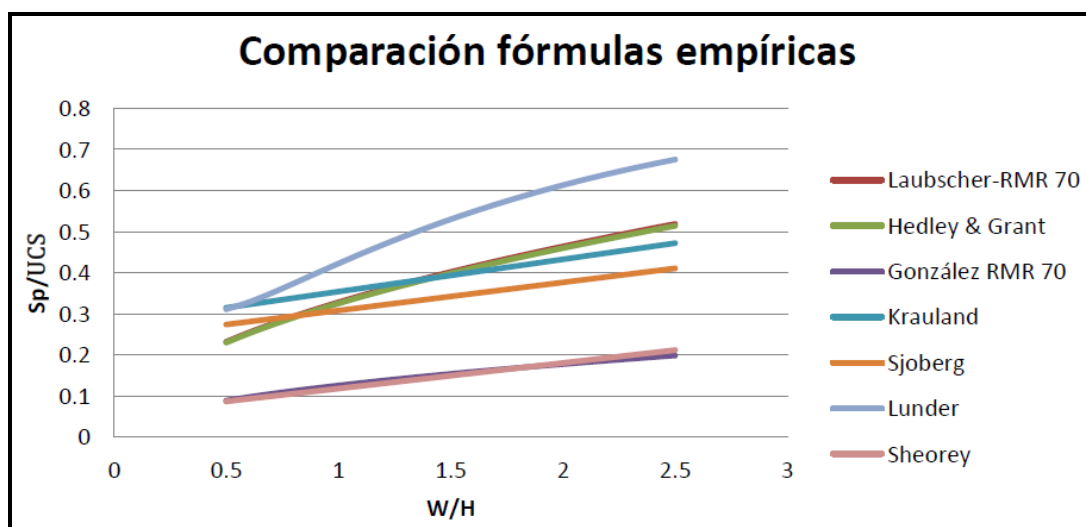
Sp: Resistencia ultima del pilar

Wp: Ancho mínimo del pilar

Hp: Altura máxima del pilar

UCS: Resistencia a la compresión simple de la roca intacta

Figura 11 - Comparación de Formulas empíricas para Calculo de Pilares en Roca



Fuente: Yrarrazaval Herrera, M. (2013). *Nueva Formula de Resistencia Para el Diseño de Pilares de Roca*. Santiago de Chile: Universidad de Chile.

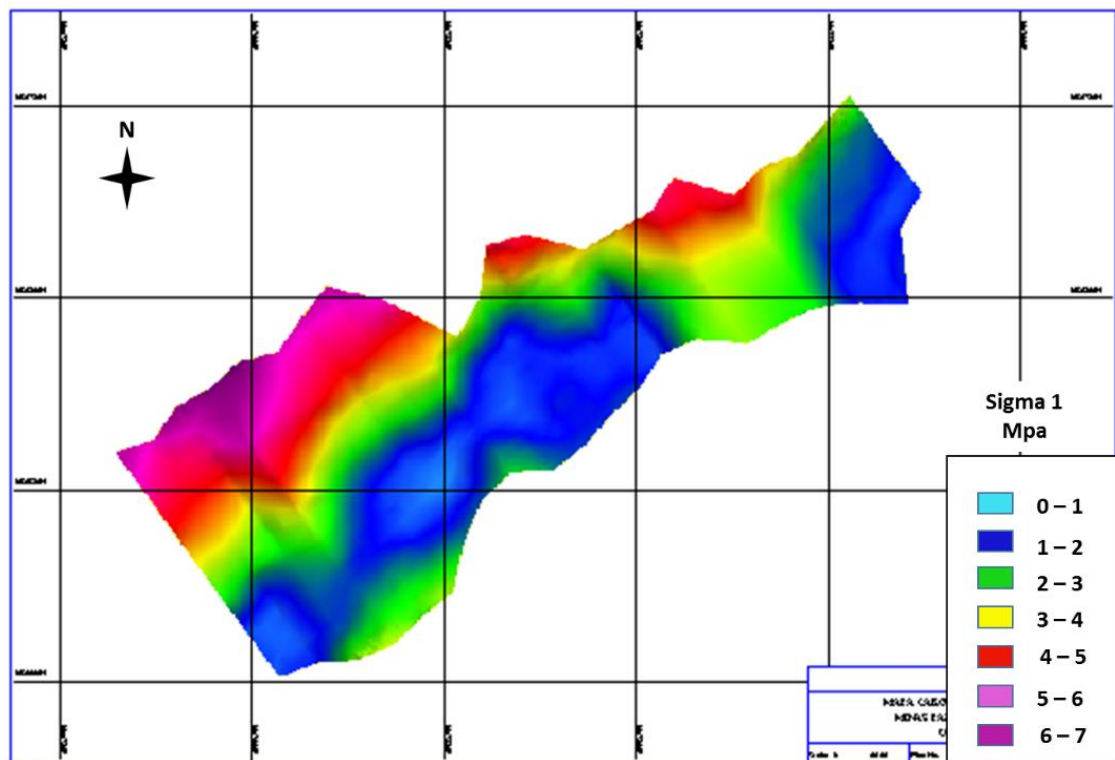
4.1. CÁLCULO DE ESFUERZOS EN LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

El modelo Geológico integrado en Surpac Permite realizar estimaciones de los esfuerzos mayor y menores sobre un cuerpo mineralizado, para su obtención se realiza un mapa de isobatas a partir del cual se obtiene las distancias desde cada punto del techo del yacimiento hasta la superficie topográfica (Z).

Luego empleando la aplicación del modelo de bloques se obtiene el peso específico de la carga que actúa sobre cada punto del techo del yacimiento (γ), de esta manera se multiplica la isobata de cada punto por el peso específico de la columna y se obtiene el esfuerzo principal mayor (ecuación 2) (Figura 12)

$$\sigma_1 = \gamma * Z \quad (2)$$

Figura 12 - Esfuerzo Principal Mayor sobre el Yacimiento



Fuente: Autor con información de MPDR

En la figura anterior puede observarse que los datos de esfuerzo principal mayor son concordantes con los estimados mediante el software Phase de Rocscience.

4.2. DIMENSIONES MÁXIMAS DE LABORES DE EXPLOTACIÓN

Para estimar las dimensiones mínimas de los pilares que servirán de soporte a la explotación subterránea se empleó el método del área tributaria combinado con la ecuación de Sjöberg. La metodología utilizada consistió en determinar la capacidad de los pilares para ciertas dimensiones de alto y ancho (20*14 m) y posteriormente mediante el aplicativo de superficies digitales de Surpac dividir este valor entre la carga aplicada (estimada de acuerdo a la teoría de Área tributaria) garantizando siempre un factor de Seguridad mayor a 1,5 (ecuación 3).

$$F_s = \frac{0,308 * UCS(0,778 + 0,222 \left(\frac{W_p}{H_p}\right))}{Z \gamma \frac{(W_p + W_c)^2}{W_p^2}} \quad (3)$$

Donde:

W_p : Ancho de Pilar

W_c : Ancho de Cámara

H_p : Altura del Pilar

UCS: Resistencia a la compresión Simple

F_s = Factor de Seguridad

γ : Peso específico de la columna de Roca

Z : Profundidad del yacimiento en cada punto

Las dimensiones mínimas de ancho de pilar obtenidas mediante la metodología y ecuación citada pueden observarse en la (ver figura 13) y el (**Anexo 5**).

4.3. CALCULO DE LOZA DE PROTECCIÓN DE TECHO

Debido a la predominancia de materiales de mala calidad sobre el techo de la excavación y a la falta de certeza sobre la existencia de rocas duras que aislen

el yacimiento mineral de las lutitas que subrayasen el mineral de hierro, se plantea dejar una loza de mineral capaz de prevenir el cierre de la excavación.

Esta loza se calcula con base a la teoría de diseño de vigas por flexión, donde a partir de los esquemas de fuerza cortante y momento flexionante de la viga y la resistencia a la flexión del mineral, se estima el ancho a dejar de acuerdo a la ecuación 4.

$$S_b = \frac{Mc}{I} \quad \text{ó} \quad S_b = \frac{M}{Z} \quad (4)$$

Donde:

S_b : Esfuerzo a la flexión del Mineral de hierro (10% del UCS)

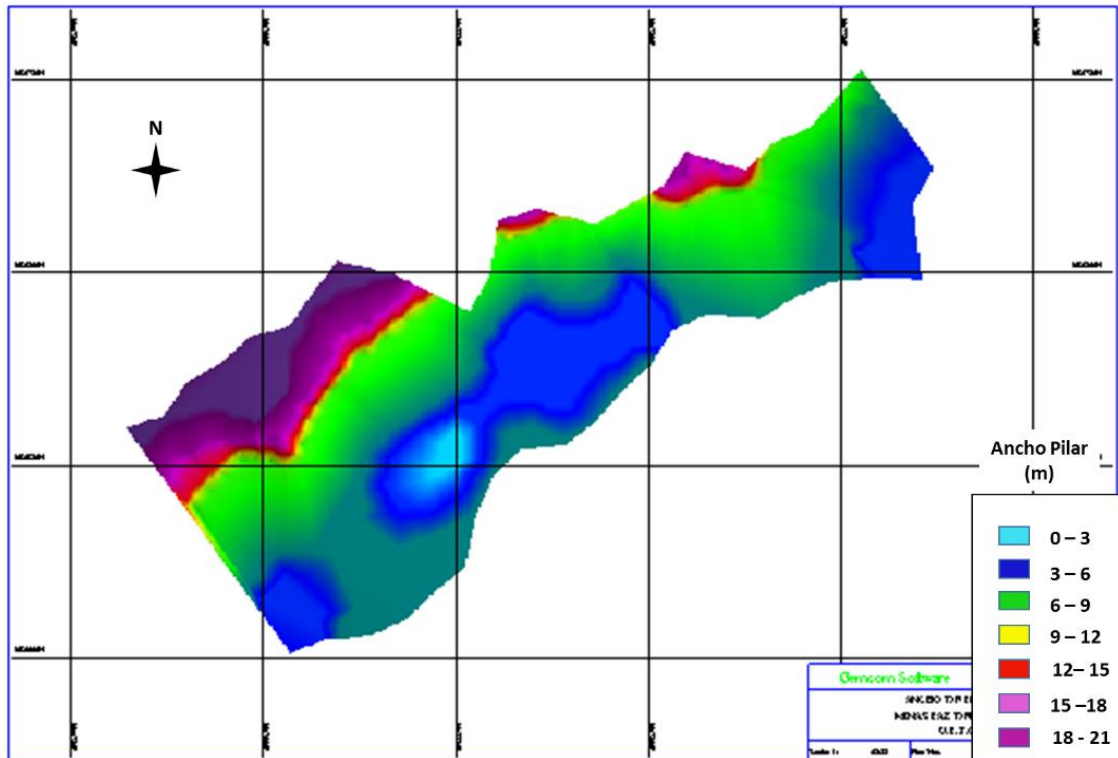
M: Momento flexionante Máximo sobre el techo de la explotación

C: Distancia del eje central de la viga a sus extremos

I: Momento de inercia de la sección transversal de la Viga

Z: Modulo de la sección transversal de la Viga ($Z = I/c$)

Figura 13 - Anchos de Pilar mínimos

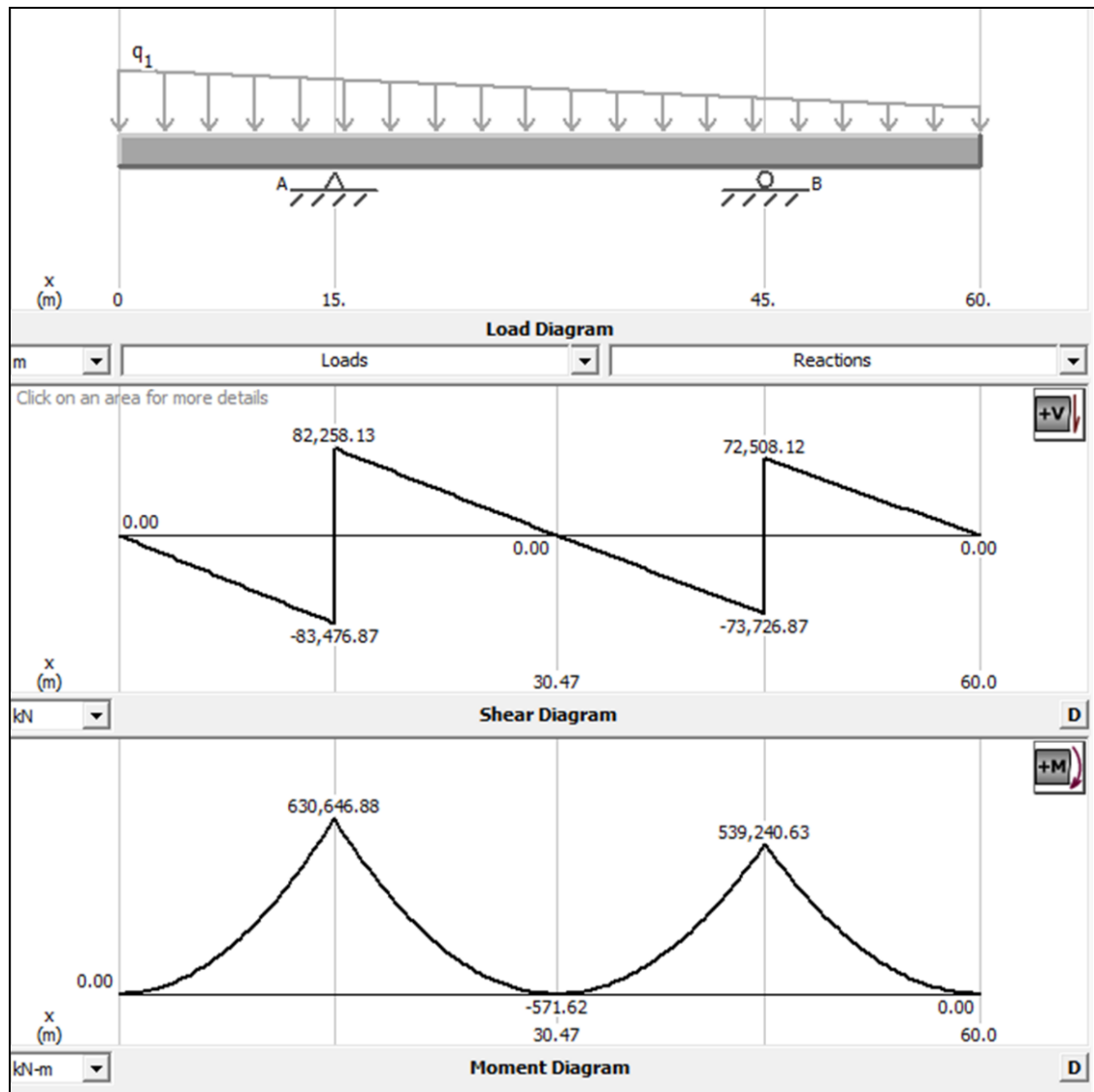


Fuente: Autor con información de MPDR

El momento a la Flexión Máximo se estimó mediante el software MDsolids, los esquemas de Carga, fuerza cortante y Momento Flexionante pueden evidenciarse en la (ver figura 14), donde el valor cero de las equis corresponde a la zona más profunda del yacimiento, además, puede observarse que se

obtiene un valor máximo de 630.646 KN*m sobre el pilar más próximo a la zona de mayor profundidad.

Figura 14 - Esquemas de Carga, Fuerza Cortante y Momento flexionante para la Viga de Techo.



Fuente: Cálculos realizados por el Autor Con Aplicación de Software MDsolids,

Aplicando la ecuación 3 y suponiendo una viga cuadrada donde $b = h$ y $c = b/2$

Se obtiene:

$$Z = \frac{630,646 * 10^6 \text{ N} * m}{11 * 10^6 \text{ N}/m^2}$$

$$z = 57 \text{ m}^3$$

Hallando el ancho de las vigas de acuerdo al momento de inercia y al parámetro "c", obtenemos:

$$b = \sqrt[3]{6Z}$$

$$b = 7,00 \text{ m}$$

Como Conclusión se obtiene que la losa de protección deberá poseer un espesor no menor a 7 metros, este valor es una aproximación, puesto que no se consideran factores geotécnicos detallados, es decir, se considera al material homogéneo, continuo, isotrópico y linealmente elástico.

5. DETERMINACIÓN Y EVALUACIÓN DE RESTRICCIONES

En este capítulo se consideran los principales parámetros de tipo social, ambiental, económico y Minero que condicionan la magnitud y el desarrollo del proyecto minero.

5.1. INFRAESTRUCTURA

Por infraestructura se entienden vías, estaciones eléctricas y demás obras de carácter público y privado que requieran especial atención o tratamiento.

5.1.1. Infraestructura eléctrica existente. Paralela al actual pit de explotación se extiende una red eléctrica de alto voltaje, esta no ha permitido el desarrollo de la mina en superficie hacia algunos sectores, adicionalmente en la zona se encuentran una línea de media tensión que suministra el servicio de energía eléctrica a las viviendas aledañas a la mina, sin embargo, ninguna de ellas representa mayor limitación al proyecto minero subterráneo.

5.1.2. Vías de acceso a la zona. Como vía principal de acceso a la zona se tiene el carretable destapado que conduce hacia el municipio de Santa Rosa, esta vía se encuentra en buenas condiciones y recibe mantenimiento periódico por parte de la compañía.

En lo que respecta al acceso a la mina subterránea, se cuenta en primer lugar con las vías internas de la explotación en superficie y adicionalmente con la vía pública que conduce desde la mina hacia la zona conocida como Las Mercedes, esta puede observarse en la (ver figura 15), hacia el costado sur occidental.

5.1.3. Edificaciones. Desde el inicio de la explotación en superficie la empresa ha generado y mantenido un margen considerable con las edificaciones (casas, estructuras privadas, etc.) buscando no afectarlas ni generar molestias a los vecinos de la mina. En tales circunstancias las edificaciones vecinas se encuentran a una distancia considerable y no serían afectadas por la explotación Subterránea.

5.1.4. Predios Vecinos. De acuerdo a la delimitación predial, la mayor parte del yacimiento se encuentra bajo predios propiedad de MPDR, sin embargo, hacia el costado sur de la quebrada el santuario se encuentran partes del yacimiento bajo predios propiedad de terceros.

5.2. RESTRICCIONES AMBIENTALES

Las restricciones ambientales después de las mineras son las que limitan en mayor grado la implementación de una explotación minera en la zona. La geomorfología predominante de pendientes y escarpes contribuye a la generación de gran cantidad de cuencas hidrográficas y consecuentemente de flujos de Agua.

5.2.1. Quebradas. Como puede observarse en la (ver figura 15), sobre el yacimiento mineral se encuentran tres quebradas, destacando la quebrada “el Santuario” ya que pasa justo sobre el yacimiento mineral a través de toda su longitud, adicionalmente sobre la parte norte se encuentran la quebrada la legía y el tigre.

La veda de estos afluentes Hídricos, limitan las dimensiones de la explotación minera.

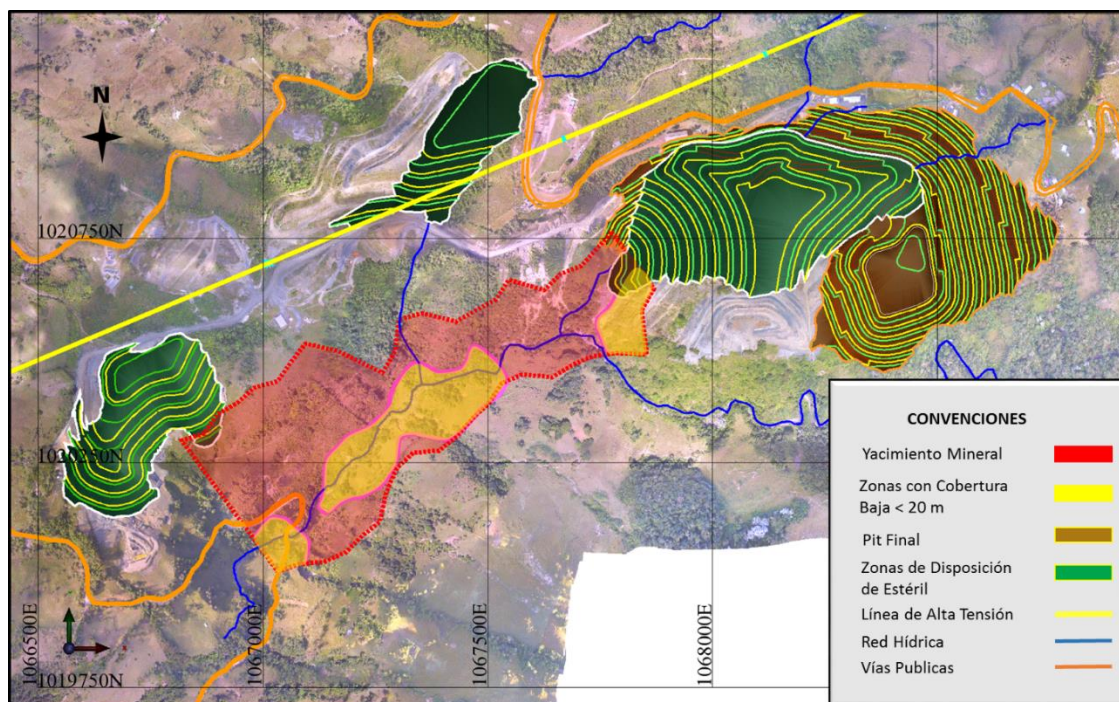
5.2.2. Geomorfología. La geomorfología predominante de escarpes y pendientes elevadas hacia la zona donde se proyecta realizar el método de explotación bajo tierra representa un inconveniente en lo que respecta a la determinación del punto donde se ubicara la boca mina principal, el cual debe estar alejado de posibles deslizamientos que obstruyan la vía de acceso a la bocamina principal, adicionalmente se debe evitar el ingreso de agua desde la superficie hacia el interior de la mina.

5.2.3. Vegetación. En lo que respecta a vegetación, en la zona no es abundante como para impedir la realización de proyecto subterráneo. Contrario a ello se cuenta con especies de altura media a baja.

5.3. RESTRICCIONES SOCIALES

Como principales restricciones de orden social se tiene la intervención de predios vecinos hacia el costado sur de la quebrada el santuario y poca disponibilidad de mano de obra calificada en la zona, en lo que respecta a minería subterránea tecnificada.

Figura 15 - Restricciones mina el santuario B.T



Fuente: Autor con información de MPDR

5.4. RESTRICCIONES MINERAS

5.4.1. Explotación en Superficie. Como puede observarse en la figura 15, de acuerdo a los planes finales de explotación en superficie el pit final será retrollenado de occidente a oriente. Esta secuencia debe ser contemplada dentro del planeamiento de la explotación bajo tierra, buscando la mayor coordinación entre ambas operaciones.

5.4.2. Zonas de Disposición de Estéril. Parte del botadero la Legía 3 se encuentra sobre el yacimiento mineral, bajo esta circunstancia, la carga sobre los elementos de sostenimiento de la mina subterránea no será constante, por el contrario, ira aumentando a medida que se disponen materiales en el botadero. Este aspecto está considerado dentro del diseño de pilares realizado en capítulos anteriores.

5.4.3. Cobertura del Yacimiento. En la (ver figura 15) se observan sobre la mineralización zonas sombreadas con color amarillento, como se menciona en las convenciones de la figura estas zonas corresponden a áreas donde la cobertura del yacimiento mineral no supera los 20 metros, en otras palabras, la isobata del yacimiento es inferior a 20 metros. Si se considera que las rocas supra yacentes al yacimiento mineral no poseen una calidad óptima, estas zonas requieren de atención especial, o llegado el caso ser excluidas del proyecto subterráneo.

5.4.4. Geología Estructural. El yacimiento del mineral se encuentra limitado hacia el costado nor-oeste, por la falla de Manizales con dirección predominante N 30° E, esta estructura geológica permitió que se depositara el mineral de hierro en las calizas de la formación Ubala.

6. DISEÑO MINERO SUBTERRÁNEO

Para realizar un modelo digital tridimensional de las labores se debe analizar en primer lugar las propiedades del yacimiento mineral a explotar y posteriormente las restricciones que limitan su explotación, en el capítulo anterior se realizó el análisis de restricciones, a partir del cual se determinó excluir algunas zonas del yacimiento que representan un riesgo al medio ambiente o al desarrollo de la misma explotación subterránea.

Delimitándose el área objeto de explotación subterránea y a partir del modelo tridimensional de yacimiento (modelo de Bloques) se procede a analizar la mejor forma de aprovechar los recursos de forma segura y cumpliendo con las necesidades de producción y calidad de la planta Siderúrgica.

6.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN A IMPLEMENTAR

Elegir la mejor alternativa de explotación subterránea requiere el análisis detallado de las condiciones del yacimiento en cuanto a: Espesor Predominante, Rumo y Buzamientos Medios del Cuerpo Mineralizado, rangos de presión Litostático máximos y mínimos y las dimensiones mínimas de los elementos de soporte a medida que las labores descienden a isobatas mayores. (**Anexos 1, 2, 3 y 4**)

6.1.1. Selección del método a Implementar. En seguida al diagnóstico del yacimiento se establecen dos métodos de explotación que puedan ser aplicados al yacimiento y se realiza cuadro comparativo considerando parámetros geológicos, mineros y operacionales buscando Facilitar la selección del método de Explotación a Implementar. (Ver Tabla 6)

Tabla 6 - Análisis comparativo entre posibles métodos Aplicables al Yacimiento

Parámetros	Aspecto a Analizar	Explotación Por Subniveles	Explotación Por cámaras y Pilares Irregulares
Mineros	Desarrollo y Preparación	Requiere la realización de largos niveles y cámaras de Preparación	Desarrollo básico y poca preparación
	% De Recuperación	Menor porcentaje de Recuperación (hasta 50%)	Mayor porcentaje de Recuperación (hasta 60%)
	Rendimiento (Ton/H.T)	Grandes Rendimientos por Hombre Turno	Grandes Rendimientos para yacimientos de Gran potencia (>8 m)
	Sentido de Explotación	Únicamente en Retroceso	En Retroceso o en Avance
	Control de Leyes	Poco o nulo control, mezcla obligatoria de mineral de leyes variables	Gran control de Leyes, posibilidad de conformar pilares con mineral de Baja Ley
	Ventilación	Necesidad de grandes ventiladores auxiliares y largos ductos de Ventilación	Requiere de un buen sistema de ventilación Primaria y complejos sistemas de Ventilación Secundaria
	Iluminación	iluminación individual por equipo o persona	Posibilidad de implementar grandes Focos de Iluminación

	<u>Tabla 6 –</u> <u>Continuación</u> Sostenimiento	Dadas las condiciones irregulares del techo puede requerir gran cantidad de elementos de Sostenimiento	Tiene la posibilidad de Asegurar la losa de techo a medida que avanza la explotación y aplicar métodos de sostenimiento menos costosos y complejos
	Bombeo	Se deben dar buenas pendientes a las labores para evitar Inundaciones, bombeo Sencillo	Sistema de Bombeo complejo, en yacimientos horizontales.
Necesidades del Método	Respaldos Techo y piso	Firmes respaldos de Techo y piso	Firme respaldos de Techo y Piso
	Buzamiento	Buzamientos Elevados	Buzamientos horizontales o sub horizontales
	Continuidad	Gran Continuidad lateral del yacimiento	Continuidad lateral Variable
	Espesor	Espesores pequeños cuando se presenta buenos respaldos de Hastiales y buzamientos Grandes. Grandes Espesores para Yacimientos Horizontales	Espesor Variable de 3 a 20 metros
	Forma del Yacimiento	Aplicable a Yacimientos Regulares o irregulares con buenos respaldos de techo y piso	Aplicable a yacimientos Regulares o irregulares de Gran Potencia

Tabla 6 – Continuación Ciclo Minero	Perforación	Mecanizada; Aplicación obligatoria de dos sistemas de Perforación, perforación Frontal con jumbos y perforación por Barrenos Largos.	Mecanizada; Aplicación de uno o varios sistemas de perforación, perforaciones cortas frontales o verticales. (Muy Flexible)
	Arranque	Requiere La realización de Grandes Voladuras de Producción	Flexibilidad en la determinación del tamaño de la voladura
	Descargue del Frente	Mecanizado, utilización necesaria de equipos LHD	Mecanizado; posibilidad de utilización de equipos de Grandes Capacidades
	Transporte	Mecanizado; posibilidad de emplear camiones de Transporte	Mecanizado, Descargue Directo del Frente a Camiones de Transporte
Seguridad	Estabilidad del Techo	Estabilidad de techo variable, dependiente de los contornos del yacimientos	Estabilidad Variable pero con facilidad de selección de zonas a intervenir
	Seguridad Operacional	Buena, utilización de equipos de grandes dimensiones	Muy Buenas, grandes espacios abiertos con posibilidad de transito de equipos flexible

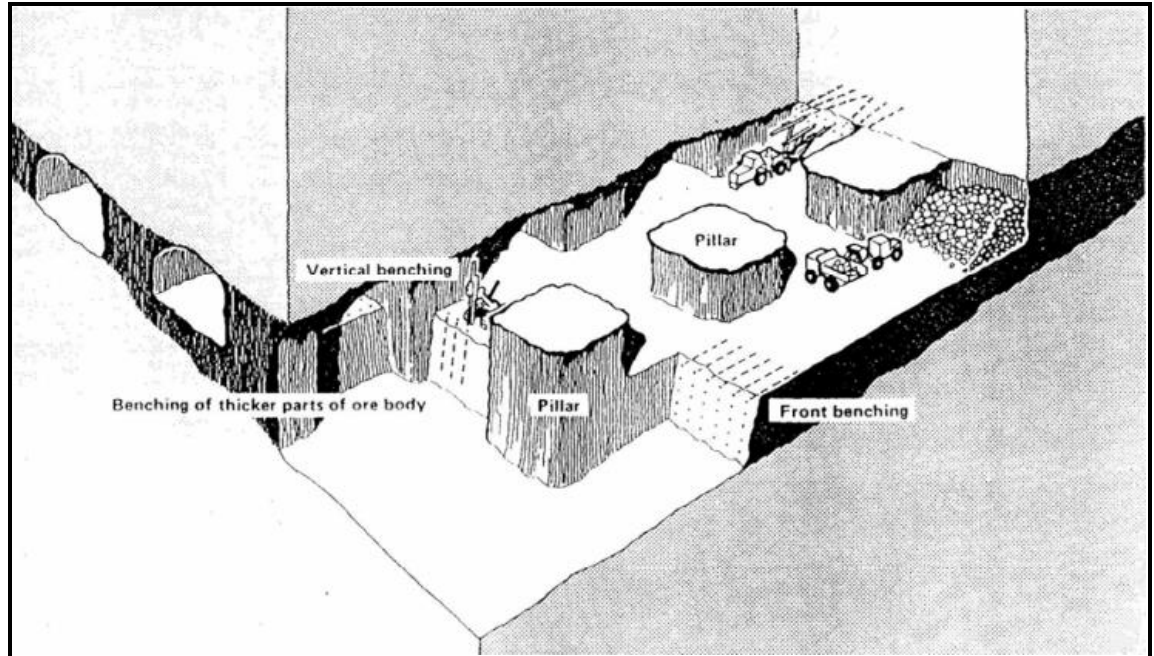
Fuente: Autor 2017

Debido a las complejas condiciones geométricas del yacimiento: la dificultad en establecer los límites de la mineralización y la roca de caja, como la variabilidad del tenor a lo largo del mismo, se decide seleccionar como método de explotación el sistema de **Cámaras y Pilares con explotación por Rebajes o Franjas**.

El método de cámaras y pilares presenta grandes ventajas puesto que brinda mayor flexibilidad a la operación, se puede establecer una loza de techo a medida que avanza la explotación, permite el control de leyes, requiere bajos porcentajes de preparación y desarrollo, ofrece un buen porcentaje de recuperación y garantiza la seguridad del personal y de la operación.

6.1.2. Descripción del método seleccionado. El método de Cámaras y Pilares con explotación por Franjas consiste en la excavación de un cuerpo mineralizado dejando pilares de mineral que permiten sostener el techo de material estéril. En la explotación por franjas o tajadas se saca primero la parte superior buscando asegurar una buena loza de techo que funcione como viga de sostenimiento y barrera de seguridad y luego se banquea y se saca la parte inferior, lo que permite la explotación simultánea de ambos Frentes. (Ver Figura 16).

Figura 16 - Método de explotación Por Cámaras y Pilares con explotación por Franjas



Fuente: *Metodos de Explotacion - Seleccin de Metodo*. (2008). Obtenido de U. https://www.ucursos.cl/ingenieria/2008/1/MI57E/1/material_docente/bajar?id_material=166066

El dimensionamiento geométrico de las labores se realiza con base en los cálculos de resistencia de pilar realizados anteriormente. En la tabla 7 se resumen las dimensiones medias que poseerán las labores y en la figura 17 se muestra su interpretación esquemáticamente.

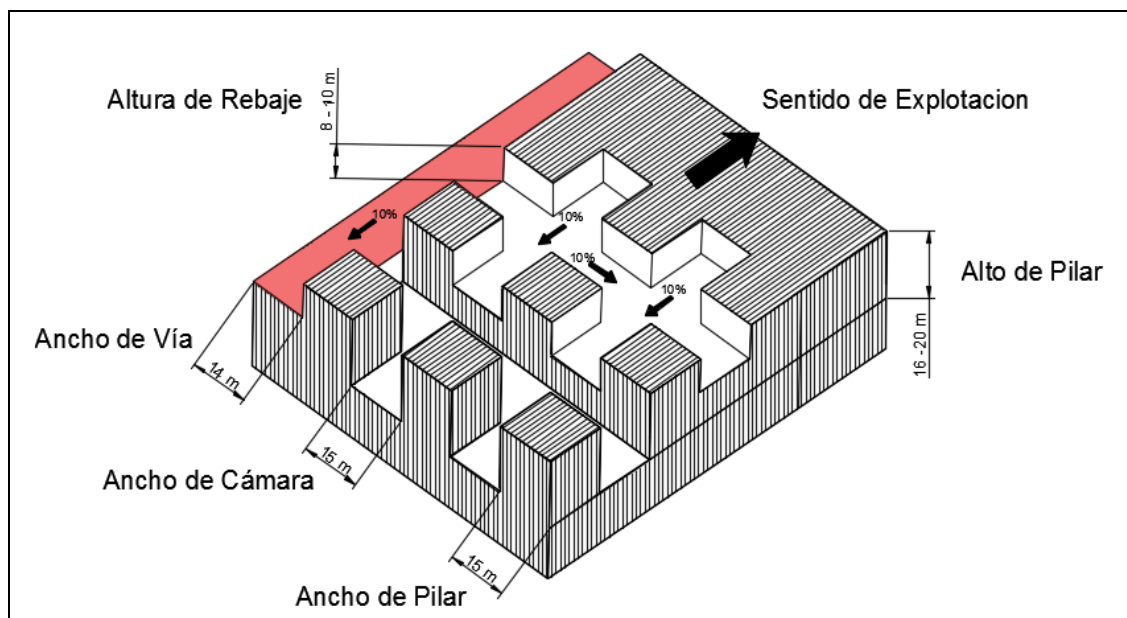
Es bueno observar que dentro del diseño minero subterránea obtenido se plantea la realización de cámaras inclinadas con pendientes máximas del 12%, buscando la utilización de Camiones para el transporte de mineral hasta la Superficie.

Tabla 7 - Dimensiones de Diseño Minero

Parámetros	Unidad	Valor
Ancho mínimo de Pilar	m	15
Ancho de Cámara	m	15
Pendiente de Cámaras	%	10
Altura de Cámara	m	16-20
Altura de Rebajes	m	8-10
# de Rebajes	Un	2
Ancho de Vía de Desarrollo	M	14
Altura de Vía de Desarrollo	M	8
Pendiente de Vía de Desarrollo	%	12

Fuente: Autor 2017

Figura 17 - Dimensiones de Diseño Minero



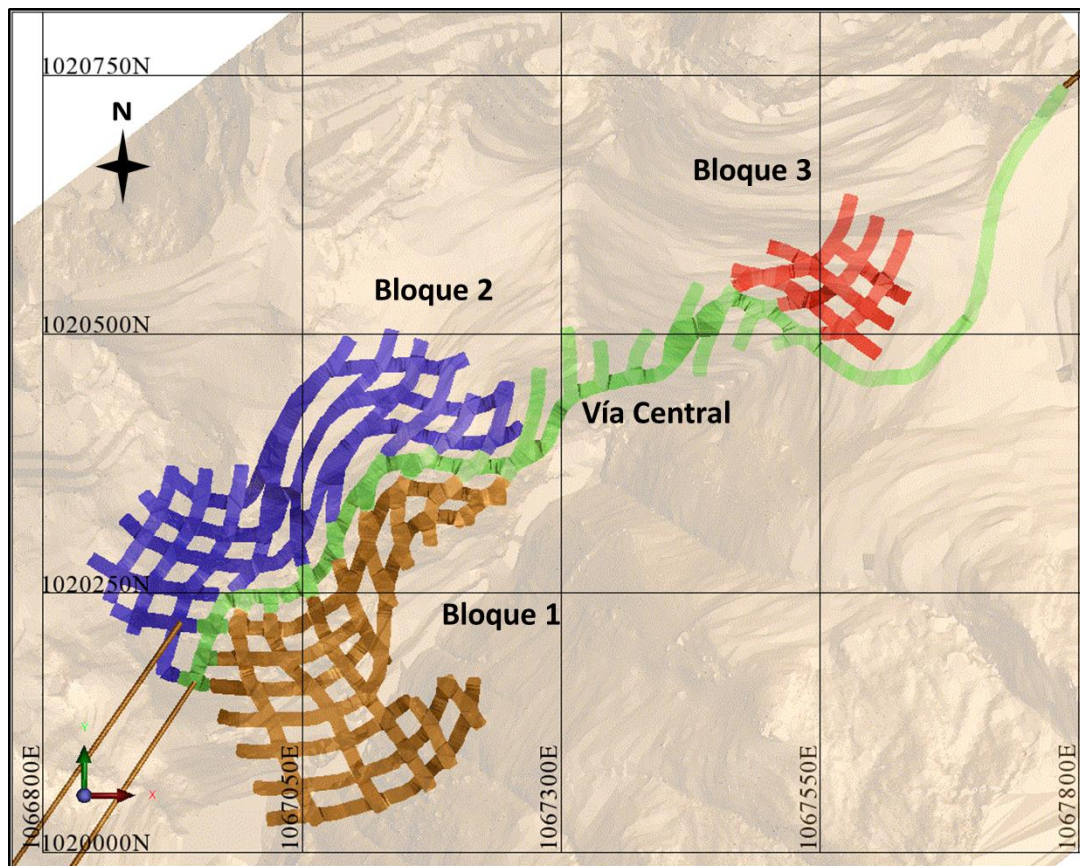
Fuente: Autor 2017

Debido a los grandes vacíos que se generan con la explotación subterránea es necesario rellenar parte del espacio dejado, el material a emplear puede provenir de la mina en superficie.

6.2. DIVISIÓN DEL YACIMIENTO

Interpolando los diferentes descriptores de Espesor, buzamientos, tenor y continuidad de la mineralización se decidió dividir el yacimiento mineral en tres bloques de explotación, dentro de ellos las labores de operación y geometría no varían considerablemente (ver figura 18).

Figura 18 - División del Yacimiento en bloques de Explotación



Fuente: Autor 2017

6.2.1. Bloque 1. Corresponde a la zona más superficial o con menor carga Litostático, posee una pendiente media de 15 grados y cuenta con el 43% de las reservas, en proporciones similares de siderita y óxidos de Hierro. La siderita presenta una concentración de hierro del 40% mientras los óxidos poseen un 52,3%. Parte de este bloque se encuentra hacia el margen oriental de la quebrar el santuario (ver tabla 8).

Tabla 8 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 1

% Fe		Siderita				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
25	30	0	0	0	0	0
30	35	1.400	4.200	33,727	16,187	19,456
35	40	10.600	31.800	37,656	18,191	16,442
40	45	42.000	126.000	40,781	19,32	14,046
45	50	200	600	46,164	19,328	12,291
Sub_Total		54.200	162.600	40,01	19,02	14,65
% Fe		Oxidos_Fe				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
35	40	2.600	7.800	39,558	9,979	21,8
40	45	12.200	36.600	43,389	10,51	14,653
45	50	65.400	196.200	48,228	10,799	10,795
50	55	150.800	452.400	53,02	10,495	10,456
55	60	99.200	297.600	55,622	10,786	9,524
Sub_Total		330.200	990.600	52,39	10,64	10,49
Gran_total		384.400	1.153.200	50,64	11,82	11,07

Fuente: Autor con información de MPDR

6.2.2. Bloque 2. Comprende las zonas más profundas de la mina, hacia la parte inferior se pueden establecer cámaras y pilares regulares de acuerdo a las presiones presentes, sin embargo, hacia el costado oriental posee un cambio brusco de pendiente lo cual obliga a realizar dos cámaras largas paralelas, cortando al pendiente del yacimiento.

En esta zona se tiene el 43% de las reservas, predominando la presencia de óxidos de hierro, la cantidad aproximada de siderita a extraer del bloque es de apenas 20.400 toneladas, consecuentemente la calidad total del bloque alcanza un valor de 53,47% (ver Tabla 9).

6.2.3. Bloque 3. Tiene como objetivo la recuperación de 80.000 toneladas de mineral las cuales corresponden al 3% de las reservas totales, se incluye dentro del diseño por ser una zona con carga Litostático media y bajo buzamiento. Adicionalmente permite desarrollar la mina hacia un nuevo sector de explotación. (Ver Tabla 10)

Tabla 9 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 2

% Fe		Siderita				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
25	30	0	0	0	0	0
30	35	0	0	0	0	0
35	40	0	0	0	0	0
40	45	6.800	20.400	40,404	19,328	12,168
45	50	0	0	0	0	0
Sub_Total		6.800	20.400	40,40	19,33	12,17
% Fe		Oxidos_Fe				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
35	40	0	0	0	0	0
40	45	600	1.800	43,833	10,278	24,329
45	50	18.400	55.200	48,761	10,087	19,434
50	55	191.400	574.200	52,714	10,467	11,49
55	60	166.400	499.200	55,439	10,871	9,273
Sub_Total		376.800	1.130.400	53,71	10,63	10,92
Gran_total		383.600	1.150.800	53,47	10,78	10,94

Fuente: Autor con información de MPDR

Tabla 10 - Reporte de Volumen y Calidad Bloque 3

% Fe		Siderita				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
25	30	0	0	0	0	0
30	35	200	600	32,572	32,876	1,73
35	40		0	0	0	0
40	45		0	0	0	0
45	50		0	0	0	0
Sub_Total		200	600	32,57	32,88	1,73
% Fe		Oxidos_Fe				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
35	40	0	0	0	0	0
40	45	0	0	0	0	0
45	50	200	600	46,433	12,613	14,452
50	55	26.200	78.600	51,018	12,151	11,456
55	60	0	0	0	0	0
Sub_Total		26.400	79.200	50,98	12,15	11,48
Gran_total		26.600	79.800	50,84	12,31	11,41

Fuente: Autor con información de MPDR

6.2.4. Vía Central. Principal labor de desarrollo que divide el yacimiento en los bloques antes mencionados, será trazada dentro del yacimiento, por lo cual, en ella también se hará recuperación de Reservas. Consiste en una vía carreteable de 7 metros de alto por 14 de ancho (Tabla 11).

Tabla 11 - Reporte de Volumen y Calidad Vía Central

% Fe		Siderita				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
25	30	0	0	0	0	0
30	35	8.000	24.000	32,296	28,606	5,144
35	40	600	1.800	38,381	20,106	15,067
40	45	21.000	63.000	43,537	24,352	6,221
45	50	16.400	49.200	46,511	18,732	8,188
Sub_Total		46.000	138.000	42,58	23,03	6,85
% Fe		Oxidos_Fe				
desde	Hasta	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
35	40	1.000	3.000	39,092	14,041	26,33
40	45	4.400	13.200	43,13	11,07	24,371
45	50	4.400	13.200	45,879	11,053	23,191
50	55	21.400	64.200	52,615	10,517	15,965
55	60	29.800	89.400	55,969	11,709	7,065
Sub_Total		61.000	183.000	52,86	11,24	12,91
Gran_total		107.000	321.000	48,44	16,31	10,31

Fuente: Autor con información de MPDR

6.3. LABORES DE DESARROLLO

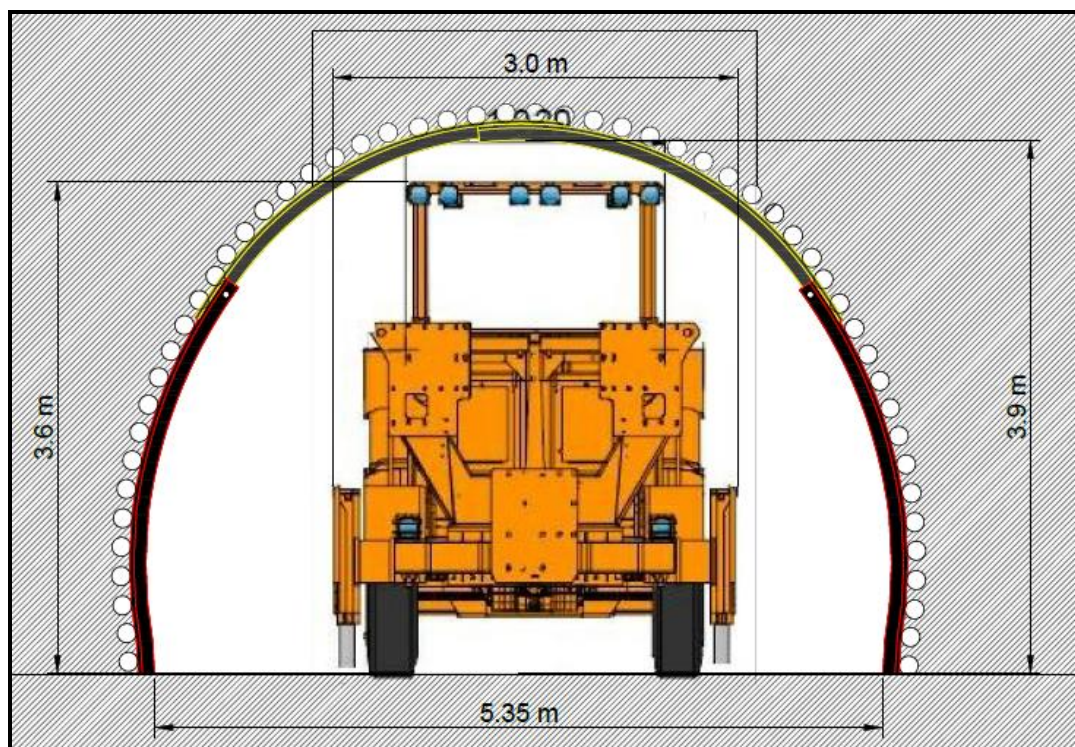
Para garantizar el acceso de personas, máquinas y equipos necesarios se deberá realizar un túnel en roca estéril con pendiente máxima del 10%, en paralelo deberá trazarse otra labor que servirá como principal vía de transporte de mineral a superficie.

La sección de ambos túneles se define con base a los equipos que requieran ingresar a las labores subterráneas, la cantidad de aire requerida para ventilar los frentes de explotación y las necesidades de producción. Dadas las condiciones del terreno los túneles deberán ser sostenidos mediante arcos de acero de 4 segmentos con separación máxima de 1 metro (ver Figura 19).

Avanzar dos túneles paralelos permite ventilar las labores con mayor facilidad, optimizar los ciclos de transporte y adelantar la explotación mientras se realiza una chimenea de Ventilación.

Adicionalmente se planea trazar un túnel inclinado a 15° en la actual zona de explotación a cielo abierto, esta labor funcionará como chimenea de Ventilación y llegado el caso permitirá la implantación de una banda para transporte de mineral.

Figura 19 - Sección Túnel de Acceso con Jumbo Sandvik DT820



Fuente: Autor con información de Sandvik. (2007). *Technical Specification DT820*.

Tabla 12 - Características Túneles de Desarrollo

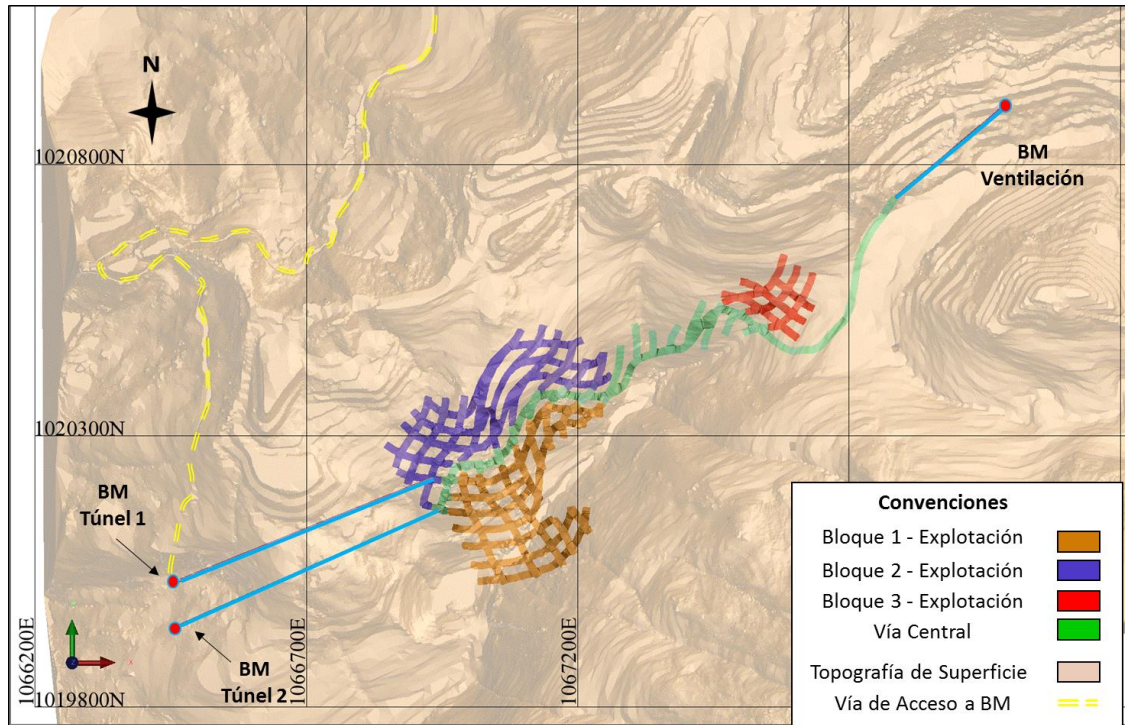
	Unidad	Túnel 1 (acceso)	Túnel 2 (transporte)	Túnel Ventilación
Coordenada X BM	m	1`066.456	1`066.455	1`067.986
Coordenada Y BM	m	1`020.029	1`019.945	1`020.906
Cota BM	msnm	1956	1960	2114
Azimut	grad	68	66	230
Pendiente Máxima	%	12	12	27
Sección	m ²	17,5	17,5	17,5
Ancho	m	5,3	5,3	5,3
Altura Máxima	m	3,9	3,9	3,9
Longitud Total	m	518	540	270

Fuente: Autor 2017

Las labores de desarrollo serán avanzadas con perforación y Voladura mecanizada, empleando un Jumbo de dos brazos, el descargue se realizará

con cargadores de bajo perfil LHD y el desabombe del frente con equipo Scaler.

Figura 20 - Labores de Desarrollo



Fuente: Autor con información de MPDR

En la figura 20 puede evidenciarse que la vía central que atraviesa el yacimiento de sur a norte también constituye una labor de desarrollo, esta vía se traza por el techo del yacimiento con una sección media de 70 metros cuadrados y una altura máxima de siete metros.

6.4. LABORES PREPARACIÓN

El método de explotación por cámaras y pilares planteado requiere realizar como labor de preparación una cámara larga exploratoria en la parte más baja del bloque a extraer, a partir de la cual se empiezan las cámaras con mayor porcentaje de inclinación. De esta manera se garantiza que los equipos puedan trabajar cómodamente y se facilite el establecimiento de un circuito de Ventilación.

Estas labores serán avanzadas con jumbo de dos brazos DT820, el descargue se realizará con cargadores de bajo perfil LHD y el mineral será llevado hasta la superficie en camiones mineros de bajo perfil.

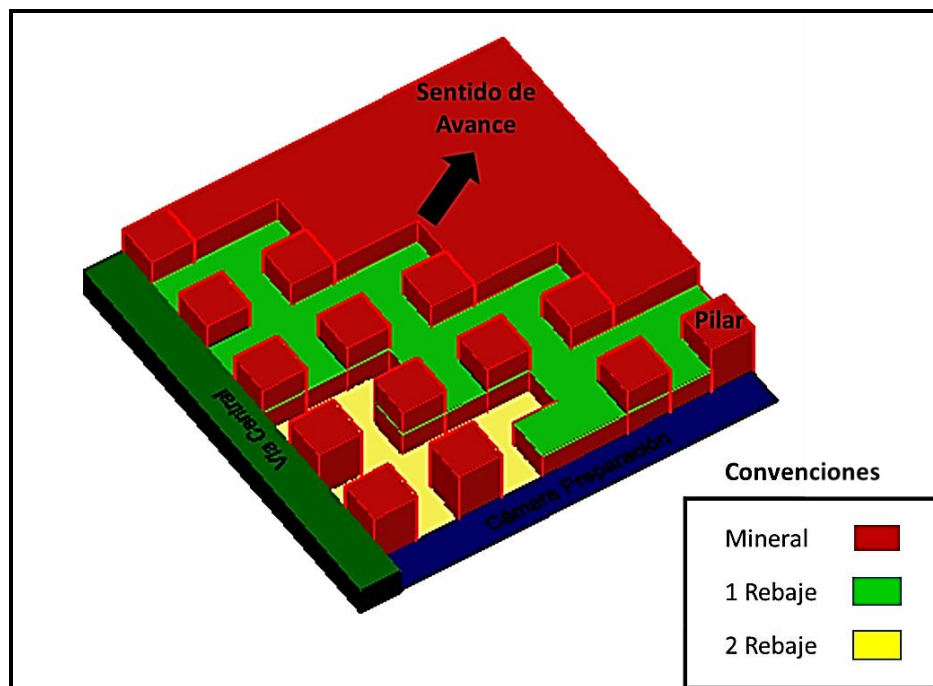
6.5. LABORES DE EXPLOTACIÓN

La explotación del mineral se realizará en sentido de avance, inicialmente se establecerán dos o más frentes de entre 8 y 10 metros de alto por 15 metros de ancho sobre el techo de la explotación y a partir de la vía de preparación inicial, estos frentes se irán comunicando con cámaras transversales cuando se garanticen las dimensiones mínimas de los pilares de sostenimiento, formando un sistema de avance escalonado.

Cuando la primera rebaja haya avanzado lo suficiente, se iniciará una segunda rebaja asimilando la explotación a un sistema de banqueo en minería superficial. (Figura 21)

La explotación será mecanizada, se emplearán jumbos de dos brazos DT820 para la perforación, el descargue del frente se realizará directamente sobre camiones de bajo perfil TH 320, mediante cargadores LHD, estos equipos son descritos en capítulos posteriores.

Figura 21 - Cámaras de Explotación por Rebajes



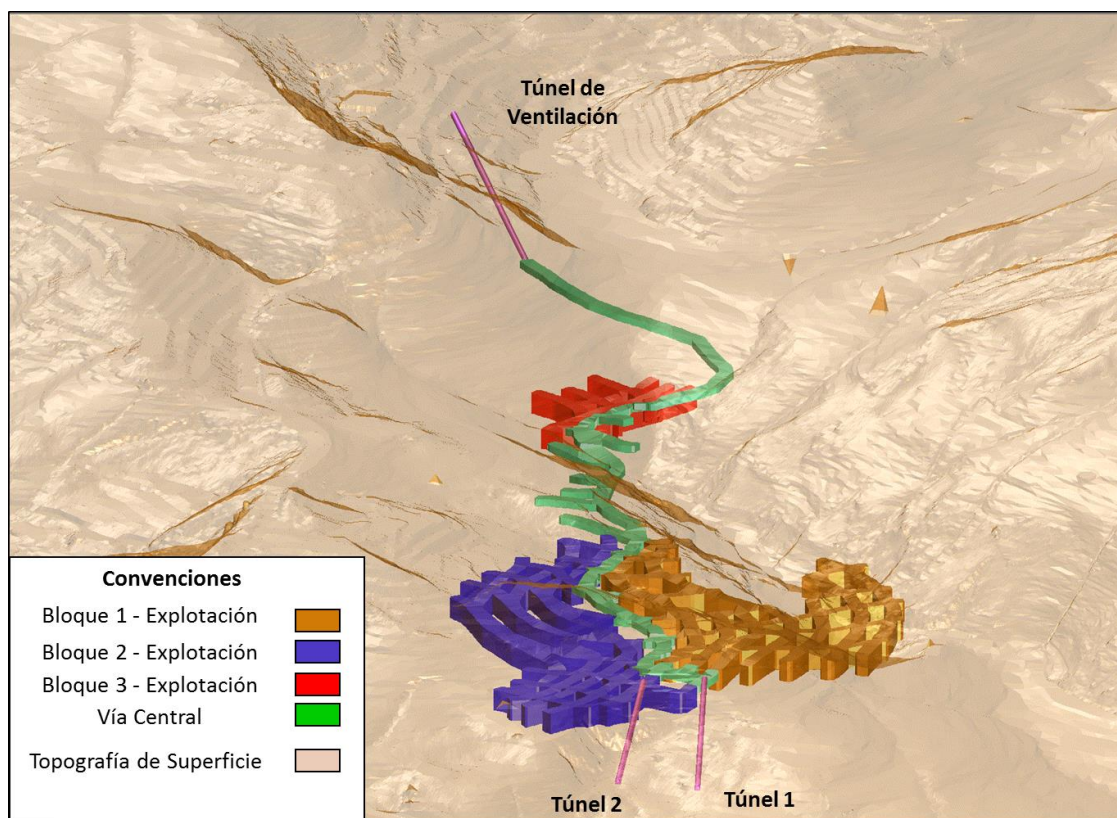
Fuente: Autor 2017

6.6. DISEÑO GEOMÉTRICO FINAL

Como se mencionó anteriormente la mina poseerá tres bloques de explotación principales, una vía central a partir de la cual se dará inicio a las labores de explotación, dos túneles de Acceso y un túnel de Ventilación, el diseño geométrico total de la mina visto en planta puede observarse en la figura 20 y visto en isométrico en la figura 22. Adicionalmente se entrega como documento anexo un plano a escala 1:4000 (**Anexo 6**).

Adicionalmente se establece que el diseño final cuenta con una relación de explotación del 50%.

Figura 22 - Isométrico Diseño Minero Final



Fuente: Autor con información de MPDR

6.7. ESTIMACIÓN DE RESERVAS

Obtenido el diseño geométrico final se estima el volumen de material a ser extraído de las labores, de esta forma los recursos indicados que se encuentren dentro del diseño pasan a ser considerados Reservas.

En conclusión, el proyecto cuenta con un total de 2`704.800 Toneladas de mineral de las cuales el 12% corresponde a Siderita con un tenor del 41,12% y el restante 88% corresponde a óxidos de hierro con un tenor medio del 51,59%. (Tabla 13)

Tabla 13 - Reservas Mina el Santuario B.T

% Fe	Siderita				
Bloque	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
1	54.200	162.600	40,007	19,018	14,648
2	6.800	20.400	40,404	19,328	12,168
3	200	600	32,572	32,876	1,730
Via Central	46.000	138.000	42,575	23,033	6,850
Sub_ Total	107.200	321.600	41,12	20,79	11,12
% Fe	Oxidos_Fe				
Bloque	Vol	Ton	ok_fe	ok_ppc	ok_sio2
1	330.200	990.600	52,391	10,639	10,488
2	376.800	1.130.400	53,710	10,627	10,919
3	26.400	79.200	50,983	12,155	11,479
Via Central	61.000	183.000	52,862	11,236	12,915
Sub_ Total	794.400	2.383.200	53,01	10,73	10,91
Gran_ total	901.600	2.704.800	51,59	11,93	10,94

Fuente: Autor Con Información de MPDR

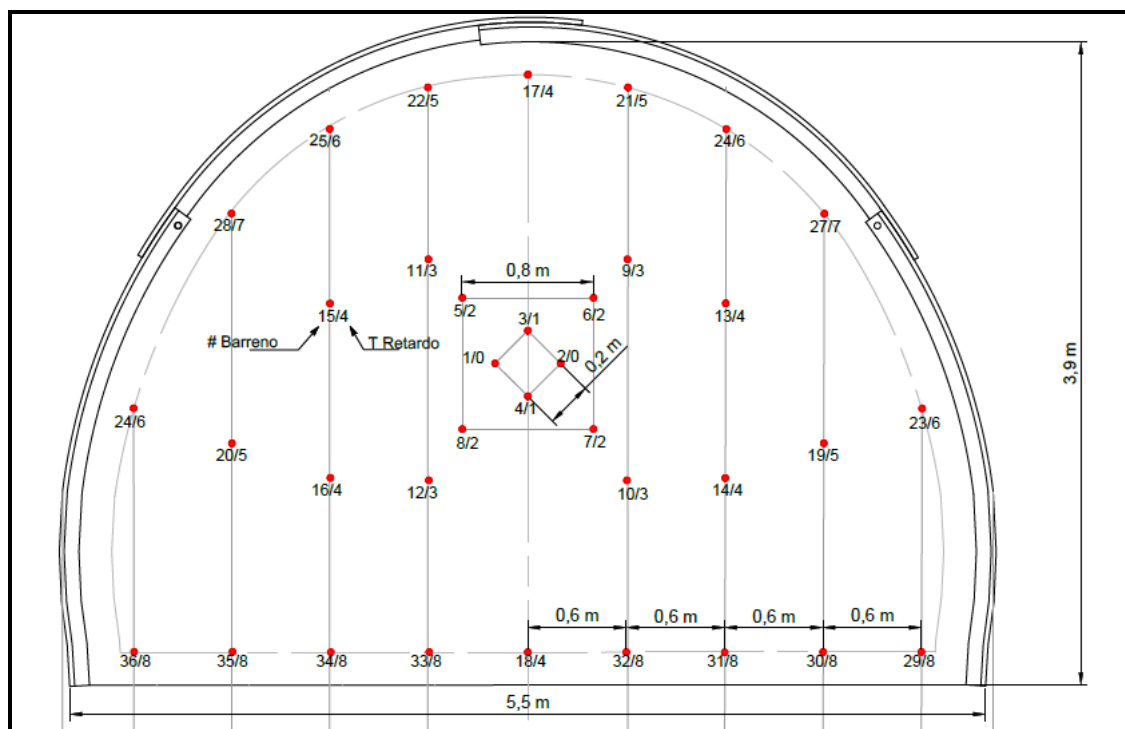
7. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN

7.1. CICLO DE TRABAJO

Antes de Definir la secuencia base de Explotación es necesario analizar los tiempos que requiere las actividades unitarias que componen el ciclo de trabajo en cada una de las diferentes Actividades, de esta manera podremos estimar el rendimiento de avance promedio en cada uno de los Frentes de Trabajo.

7.1.1. Ciclo de Trabajo Túneles de Acceso Estos Túneles constituyen las principales labores de desarrollo de la mina, para su avance se contempla el sistema de perforación y voladura Manual acorde a esquemas definidos (Figura 23) (Anexo 7) empleando equipos perforadores de columna o Jack Leg y descargue Mediante Cargador Frontal LHD. Las actividades secundarias que componen el ciclo de trabajo son descritas en la tabla 14, en la cual puede concluirse que para la realización de una quema se requiere de tres turnos de trabajo si se considera un tiempo efectivo de seis horas laborables por Turno, De los cuales 2 son destinados a actividades de descargue y Sostenimiento.

Figura 23 - Esquema de Perforación y Voladura Túneles de Acceso



Fuente: Autor 2017

7.1.2. Ciclo de Trabajo Primer Rebaje de Explotación. Puesto que la metodología de explotación planteada consiste en asegurar el techo para garantizar la seguridad en las labores de los dos rebajes de explotación, en el primero de ellos se deben realizar trabajos de sostenimiento más rigurosos que disminuyen el avance efectivo mensual comparado con el avance del segundo (m/mes).

La operación en ambos rebajes se plantea realizar mediante sistemas de perforación, voladura, Descargue y Transporte totalmente Mecanizados, incorporando Jumbos Perforadores de dos brazos capaces de cubrir áreas hasta de 112 m² (ver Figura 24) (**Anexo 8**), cargadores Frontales de 14 Toneladas y Camiones de Bajo Perfil con capacidad de 20 Toneladas.

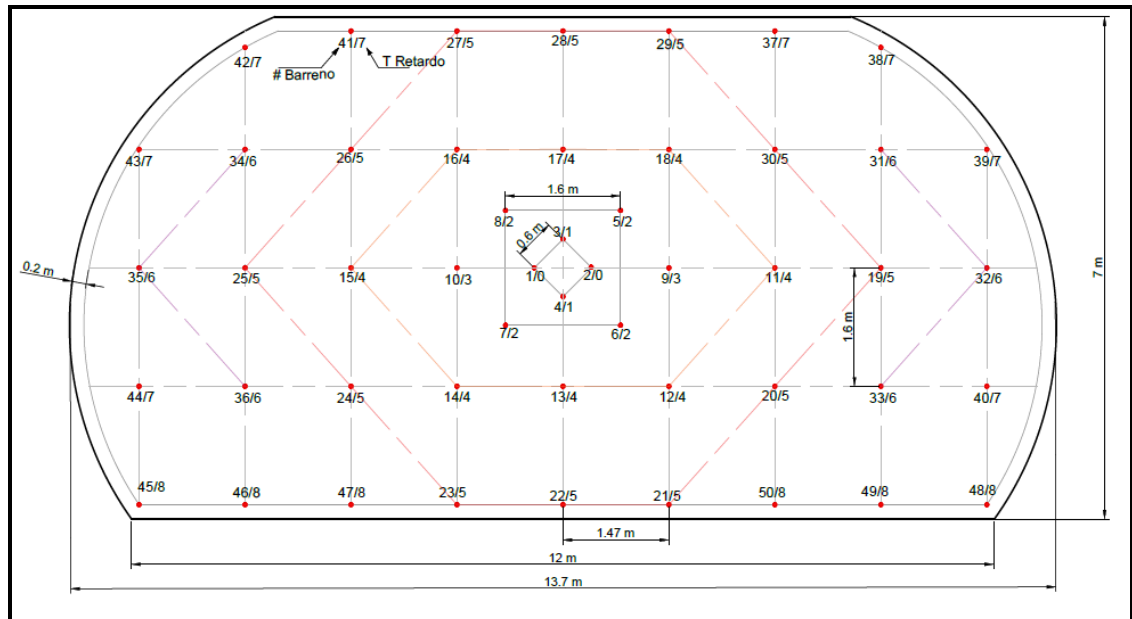
Tabla 14 - Ciclo de Trabajo Túneles de Acceso

Túneles de Acceso			
Actividad Principal	Actividad Secundaria	Duración (min)	Duración (Horas)
Perforación	Chequeo de Equipos manuales	10	0,167
	Conexión de Equipo	15	0,250
	Perforación de 30 Barrenos	90	1,500
	Sopleteo de Barrenos	60	1,000
	Desconexión de Equipos	10	0,167
	Subtotal	185	3,083
Voladura	Transporte de Explosivo al Frente	15	0,250
	Instalación de Equipo de inyección	10	0,167
	Cargue de 36 Barrenos	72	1,200
	Amarre	10	0,167
	Recoger equipos, ductos, herramientas	15	0,250
	Subtotal	122	2,033
Ventilación	Ventilación de Frente Volado	15	0,250
	Extensión de Ducto	15	0,250
	Subtotal	30	0,500
Descargue	Ingreso Cargador LHD	6	0,100
	Cargue	6	0,100
	Salida de Cargador	6	0,100
	Subtotal (6 Viajes de Cargador)	108	1,800
Sostenimiento	Desabombe del Frente	20	0,333
	Instalación de Capizes	180	3,000
	Forrado de Capiz	90	1,500
	Instalación de Palancas	120	2,000
	Forrado de Palancas	90	1,500
	Aplome y Nivelación de Arco con Topografía	20	0,333
	Subtotal (1 Arco)	646	10,767
Total		1091	18,183
# Turnos Requeridos			3,0

Fuente: Autor 2017

De acuerdo a los tiempos estimados para cada una de las labores, que componen el ciclo de avance en el primer rebaje de explotación (ver Tabla 15), se estima que para realizar un ciclo de avance en estos frentes de explotación se requiere de 4.4 turnos, lo que conlleva un avance máximo mensual de 39 metros mensuales.

Figura 24 - Esquema de Perforación y Voladura Cámaras de Explotación



Fuente: Autor 2017

7.1.3. Ciclo de Trabajo Segundo Rebaje de Explotación. En este tipo de Labores no se requiere mayores trabajos de sostenimiento, situación que es favorable al avance de la explotación, puesto que su ciclo de trabajo es más corto y efectivo alcanzando un avance mensual de 46 metros. En lo que resta, la operación es similar a la empleada en el primer Rebaje (ver Tabla 16).

Tabla 15 - Ciclo de Trabajo Cámaras de Explotación en Primer Rebaje

Vía Central y Primer Rebaje de Explotación			
Actividad Principal	Actividad Secundaria	Duración (min)	Duración (Horas)
Desabombe	Traslado Equipo Scaler al Frente	20	0,333
	Conexión y Anclaje de Equipo	20	0,333
	Desabombe de Frente	120	2,000
	Chequeo Desabombe	15	0,250
	Desconexión de Equipo	20	0,333
	subtotal	195	3,250
Sostenimiento	Traslado de Equipo Boomer al Frente	20	0,333
	Conexión y Anclaje de Equipo	20	0,333
	Cargue de Pernos y resina al Boomer	60	1,000
	Instalación de 53 Pernos	318	5,300
	Desconexión de Equipo	20	0,333
	Subtotal	438	7,300
Ventilación	Ventilación de Frente Volado	30	0,500
	Extensión de Ducto	60	1,000
	Traslado Ventilador Auxiliar	10	0,167
	Subtotal	100	1,667
Perforación	Traslado Jumbo DT820	30	0,500
	Conexión Y Anclaje de Jumbo	30	0,500
	Realización de 50 Barrenos	200	3,333
	Desconexión de Jumbo	30	0,500
	Traslado de Jumbo	15	0,250
	subtotal	305	5,083
Voladura	Transporte de Explosivos	15	0,250
	Preparación de Explosivos	30	0,500
	Instalación Equipo de Cargue	30	0,500
	Cargue de 50 Barrenos	150	2,500
	Desconexión de Equipos	20	0,333
	Delimitar Área de Voladura	15	0,250
	Detonación	1	0,017
	subtotal	261	4,350
Descargue y Transporte	Tiempo de Cargue LHD (total x Voladura)	43,2	0,720
	Tiempo Acarreo Camión TH320	363	6,048
	Salida de Equipos a Final de Turno	30	0,500
	Subtotal	436,08	7,268
Total		1735,08	28,918
# Turnos Requeridos			4,8

Fuente: Autor 2017

Tabla 16 - Ciclo de Trabajo Cámaras de Explotación en Segundo Rebaje

2do Rebaje - Explotación			
Actividad Principal	Actividad Secundaria	Duración (min)	Duración (Horas)
Desabombe de Frontón	Traslado Equipo Scaler al Frente	20	0.333
	Conexión y Anclaje de Equipo	20	0.333
	Desabombe de Frente	30	0.500
	Chequeo Desabombe	15	0.250
	Desconexión de Equipo	20	0.333
	subtotal	105	1.750
Ventilación	Adecuación Ventilador Auxiliar	60	1.000
	Extensión de Ducto	60	1.000
	Traslado Ventilador Auxiliar	60	1.000
	Subtotal	180	3.000
Perforación	Traslado Jumbo DT820	30	0.500
	Conexión Y Anclaje de Jumbo	30	0.500
	Realización de 50 Barrenos	200	3.333
	Desconexión de Jumbo	30	0.500
	Traslado de Jumbo	15	0.250
	subtotal	305	5.083
Voladura	Transporte de Explosivos	15	0.250
	Preparación de Explosivos	30	0.500
	Instalación Equipo de Cargue	30	0.500
	Cargue de 50 Barrenos	150	2.500
	Desconexión de Equipos	20	0.333
	Delimitar Área de Voladura	15	0.250
	Detonación	1	0.017
	subtotal	261	4.350
Descargue y Transporte	Tiempo de Cargue LHD (total x Voladura)	43.2	0.720
	Tiempo Acarreo Camión TH320	327	5.443
	Salida de Equipos a Final de Turno	30	0.500
	Subtotal	399.792	6.663
Total		1250.792	20.847
# Turnos Requeridos			3.5

Fuente: Autor 2017

7.2. SECUENCIA DE AVANCE GENERAL

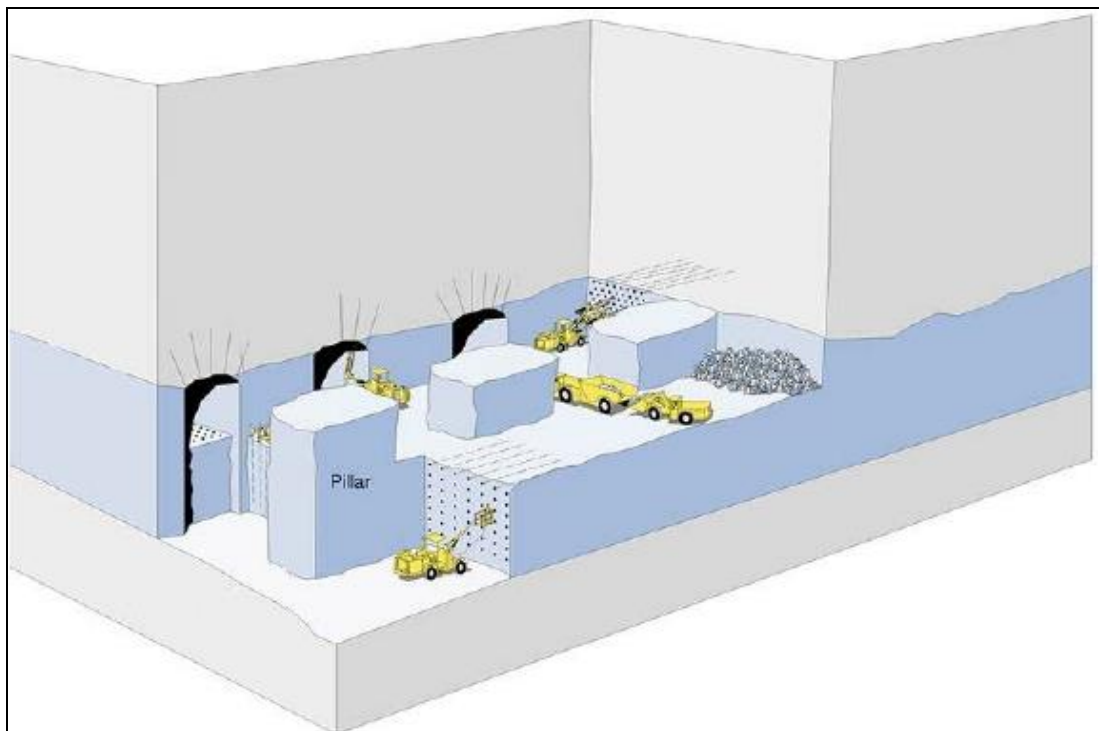
Basados en los tiempos de ciclo para las diferentes labores de desarrollo y explotación se establece la secuencia de avance general que es aplicable al diseño minero subterráneo y a las condiciones operacionales planteadas.

La secuencia analizada consiste en el avance de cámaras en dirección Transversal al yacimiento mineral buscando determinar la continuidad lateral del mismo, cuando ya se hallan avanzado por lo menos dos cámaras paralelas

estas se irán comunicando cada 15 metros con otra labor paralela a la dirección del yacimiento generando pilares de dimensiones pre establecidas. Esto con el objetivo de explorar el yacimiento a medida que se avanza el primer rebaje y garantizar el aseguramiento del techo (Figura 25).

Después de avanzado el primer rebaje lo suficiente y haberse asegurado el techo se procede a avanzar el segundo empleando el mismo ciclo de trabajo que en el rebaje Superior, con la excepción de la no realización de mayores actividades de Sostenimiento.

Figura 25 - Secuencia Base de Explotación



Fuente: Atlas Copco. (20 de Enero de 2017). *Research Gate*. Consultado en <https://www.researchgate.net>

Al no realizasen trabajos de sostenimiento en el segundo rebaje se obtienen mayores rendimientos en avance por Hombre turno, situación que debe ser considerada en el planeamiento de las labores a corto mediano y largo plazo.

7.3. CRONOGRAMA A LARGO PLAZO

Para establecer el tiempo que tardará avanzar cada una de las labores subterráneas de la mina el santuario se seleccionaron parámetros índice o de partida y se clasificaron en dos Grupos: Constantes, suponiendo que no presentan mayor variación durante la ejecución del proyecto y Variables,

considerando que pueden ser modificados si se realizan cambios en el proceso productivo (Tablas 17 y 18).

Tabla 17 - Parámetros Variables de Explotación

Variables		
Parametros	Unidad	Valor
# Voladuras Mes (Explotacion)	Unidad	22
# Voladuras Dia (explotacion)	Unidad	1
# Frentes Dia Necesarios	Unidad	3
Produccion Mes Explotacion	(Ton/mes)	25000
Produccion Dia	(Ton/Dia)	1042
Rendimiento Tuneles de Acceso	(m/mes)	36
Rendimiento Tunel Ventilacion	(m/mes)	36
Rendimiento Via Central	(m/mes)	36
Rendimiento Explotacion Rebaje 1	(m/mes)	36
Rendimiento Explotacion Rebaje 2	(m/mes)	46

Fuente: Autor 2017

Tabla 18 - Parámetros Constantes de Explotación

Constantes		
Parametros	Unidad	Valor
Seccion Tuneles de Acceso	m2	18
Seccion Tunel Ventilacion	m2	18
Seccion Via Central	m2	98
Seccion Camara de Preparacion	m2	112
Seccion Camara Rebaje	m2	112
Numero de Rebajes	Unidad	2
Densidad del Mineral	m4	3
Días Habiles Mes	Unidad	24
Turnos de Trabajo Tuneles de Acceso	Unidad	3
Turnos de Trabajo Explotacion	Unidad	2
Horas de Trabajo Efectivas por Turno	Horas/Turno	6
Avance por Voladura Tuneles desarrollo Roca	m	1,5
Avance por Voladura Desarrollo Mineral	m	3,6
Avance Por Voladura rebaje 1	m	3,6
Avance por Voladura Rebaje 2	m	3,6
Toneldas Por Voladura Explotacion	Ton	1149
# Barrenos Tuneles	Unidad	36
# Barrenos Explotacion	Unidad	50
Capacidad Cargador LHD514	Ton	14
Capacidad Camion TH320	Ton	20
Velocidad Camion TH320	Km/h	20
Distancia de Acarreo Camion	Km	3
# Camiones Disponibles	Unidad	3
Tiempo de Peerforacion / Barreno DT820	Min/barreno	4

Fuente: Autor 2017

Posteriormente se realiza una base de datos donde se especifican las dimensiones de cada labor buscando estimar el tiempo que tardara la

recuperación del mineral objeto de extracción en cada una, de acuerdo a los parámetros mencionados.

Como conclusión se obtiene que manteniendo en operación tres frentes de trabajo simultáneamente buscando realizar la quema de por lo menos uno al día, el proyecto tendría una vida útil de 10 años, de los cuales el primero será destinado al avance de los túneles de acceso. **(Anexo 9)**

7.4. RENDIMIENTOS POR HOMBRE TURNO

El rendimiento por hombre turno es un indicador que señala principalmente el nivel de mecanización de la operación, cuando una operación posee grandes niveles de producción empleando poca mano de obra puede decirse que la operación es mecanizada. Además, este indicador nos sirve para caracterizar la dificultad en los procesos de extracción.

De acuerdo al personal relacionado en las tablas 27, 28 y 29, se establecen los rendimientos por hombre turno en la explotación considerándose el personal bajo tierra y el administrativo.

$$\text{Rendimiento Bajo Tierra} \left(\frac{\text{Ton}}{\text{HT}} \right) = \frac{\text{Produccion Mensual (Ton)}}{\text{Turnos Día} * \text{Días Habiles Mes} * \text{Nº Trabajadores BT}} \quad (5)$$

Remplazando obtenemos:

$$\text{Rendimiento Bajo Tierra} \left(\frac{\text{Ton}}{\text{HT}} \right) = \frac{25.000 \text{ (Ton)}}{2 * 24 * 63 \text{ HT}}$$

$$\text{Rendimiento Bajo Tierra} \left(\frac{\text{Ton}}{\text{HT}} \right) = 8.2671$$

Como conclusión se obtiene que el rendimiento bajo tierra esperado para la Mina el santuario B.T. debe ser cercano a 8.3 Ton/H.T, para estimar el rendimiento total mina únicamente hay que sumar el personal administrativo y de superficie obteniéndose un valor de rendimiento de 7.0382 toneladas por cada persona que hace parte de la operación.

8. SERVICIOS PRINCIPALES A LA MINA

Corresponden a las actividades que no afectan directamente la producción de la mina pero que sin ellos sería complicado trabajar en buenas condiciones de confort y seguridad. De acuerdo al método de explotación seleccionado se determinan como servicios principales en orden de importancia, la ventilación, el sostenimiento, el desagüe, el transporte de materiales y la iluminación. EL presente capítulo se centra en la ventilación y el sostenimiento siendo las actividades que determinan la secuencia de avance de la explotación.

8.1. VENTILACIÓN

Dadas las condiciones del método seleccionado la ventilación se clasifica como una de las labores auxiliares más complicadas, la colocación de puertas reguladoras de caudal es una alternativa muy difícil y costosa de implementar, por otro lado, las velocidades del flujo de aire son pequeñas considerando las grandes dimensiones de las labores de explotación.

Se realizó la simulación de caudal y temperatura para el diseño minero planteada en el software Ventsim encontrándose que la mayor complicación obedece a la velocidad que poseerá el flujo en las cámaras, razón por la cual se debe contar con un buen sistema de ventilación principal.

8.1.1. Calculo Ventilador Principal. Aplicando las ecuaciones 6 y 7 descritas a continuación se deduce la necesidad de emplear un ventilador axial que proporcione un caudal mínimo de 9774 m³/min (ver tabla 19) y una presión cercana a los 1200 Pa, para vencer la resistencia total de la mina (ver Tabla 20).

$$P_v = \frac{Q_t * H_t * F_s}{102 * n} \quad (6)$$

Donde:

P_v: Potencia Ventilador (Kw)

Q_t: Caudal Total (m³/min)

H_t: Depresión Total Mina (mm.C.A)

n: Eficiencia del Ventilador

Adicionalmente,

$$Ht = R * Qt^2 \quad (7)$$

Donde,

Ht: Depresión total mina (mm.C.A)

Qt: caudal Total (m³/min)

El caudal a emplear en la ecuación de cálculo obedece a las exigencias de aire para la respiración de los trabajadores, la dilución de gases producto de la voladura, la combustión de los equipos y la dilución de polvo, los valores que se referencian obedecen a la normativa actual establecida en el decreto 1886. (Tabla 19)

Tabla 19 - Calculo de Caudal Mínimo Requerido

CALCULO DEL CAUDAL MAXIMO NECESARIO									
POR PERSONAL			PARA DILUIR GASES POR VOLADURA		POR MAQUINARIA Y EQUIPOS		POR EMANACION DE POLVOS	POR FACTOR DE SEGURIDAD + 20% m3/min	CAUDAL TOTAL m3/min
Nº MAXIMO DE PERSONAS	NORMA POR PERSONA	CAUDAL m3/min	CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR VOLADURA (Kg)	CAUDAL m3/min	SUMA DE POTENCIA DE EQUIPOS (H.P)	CAUDAL (m3/min)	CAUDAL m3/min		
60	6	360	250	2083	1417	5667,2	34,2	1629	9774

Fuente: Autor 2017

El circuito principal de ventilación consistirá en aprovechar la depresión natural entre la entrada de aire (túneles de Acceso) y la salida de aire viciado (Túnel de Ventilación) al encontrarse en diferentes cotas de elevación sobre el nivel del mar. La depresión es función de la resistencia que presentan las paredes de los túneles al paso del aire, por esto, es necesario establecer la resistencia total del circuito principal de ventilación, constituido por las labores centrales de la mina, este cálculo se realizó de acuerdo a los valores de resistencia mostrados en la (ver tabla 20), considerando que el circuito obedece a un sistema en serie.

Tabla 20 - Calculo de Resistencia Circuito Principal de Ventilación

LABOR	CALCULO DE RESISTENCIA MAXIMA DE LA MINA					
	LONG DE LA LABOR (m)	AREA (m2)	PRESION BAROMETRIC A mmHg	PESO ESPECIFICO DEL AIRE Kg/m3	RESISTENCIA CADA LABOR murgues	RESISTENCIA TOTAL Kg*seg2/m8
TUNEL DE ACCESO	500	18	566,0527248	0,898681645	0,002636929	0,0026
VIA CENTRAL DESARROLLO	958	98	566,0527248	0,898681645	1,02552E-05	
INCLINADO DE VENTILACION	270	18	566,0527248	0,898681645	0,001423942	
CAMARA DE EXPLOTACION 1	250	112	566,0527248	0,898681645	1,38538E-07	
CAMARA DE EXPLOTACION 2	250	112	566,0527248	0,898681645	1,38538E-07	

Fuente: Autor 2017

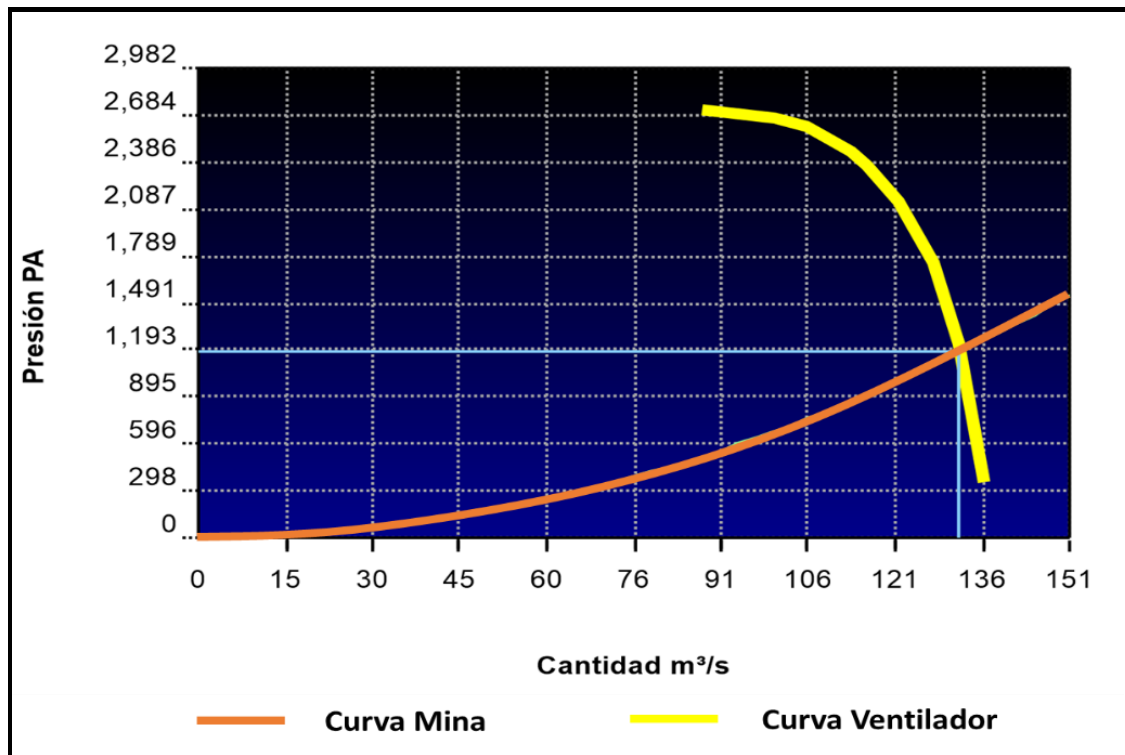
Aplicando las ecuaciones indicadas de acuerdo a las condiciones de la mina, se estima que el ventilador deberá poseer una potencia no menor a 150 kw.

Buscado representar las condiciones de las labores utilizando el ventilador calculado se realizó la simulación de la ventilación en el software Ventsim ingresando la curva característica de un ventilador comercial que cumple con los requerimientos planteados y cruzándola con la curva característica de la Mina (ver Figura 26).

8.1.2. Simulación de Condiciones de Ventilación en Software Ventsim.

Ingresando todos los parámetros físicos, geográficos y medioambientales al software Ventsim se concluye que por las labores de explotación pasara un caudal medio de 1500 metros cúbicos por minuto, mientras que en la vía de desarrollo alcanza valores de 8000. Como principal observación se evidencia la necesidad de acoplar el sistema de avance del método de explotación a la proyección de ventilación, buscando que las zonas más alejadas de la mina posean mejores condiciones ambientales, puesto que, de acuerdo a la simulación serán las zonas con menor flujo de Aire. (Ver Figura 27)

Figura 26 - Curvas Características de Ventilador principal y Mina Santuario B.T

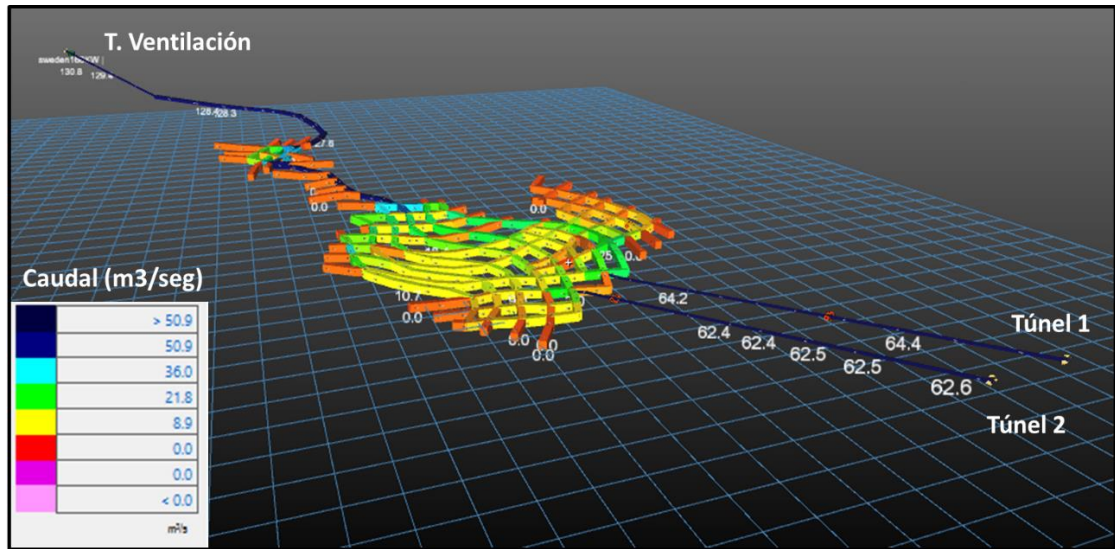


Fuente: Autor Con información de MPDR

La realización de puertas reguladoras de caudal no es una opción viable, en este sentido se propone realizar restricciones al paso del aire mediante el llenado de las labores ya explotadas, esta situación contribuye a la disposición de estéril de la mina en superficie y garantiza la estabilidad del techo de la mina.

8.1.3. Ventilación Secundaria. Dadas la corta dimensión lateral de las labores de explotación, la ventilación secundaria puede ser realizada mediante ventiladores auxiliares de 36 KW, los cuales tienen alcance de hasta 200 metros si se emplean ductos de Ventilación en Buenas Condiciones. Este tipo de Ventilación Tendrá mayor aplicación en la extracción del segundo rebaje, puesto que en el primero las cámaras se irán comunicando con cámaras transversales tomando el aire del circuito principal de Ventilación.

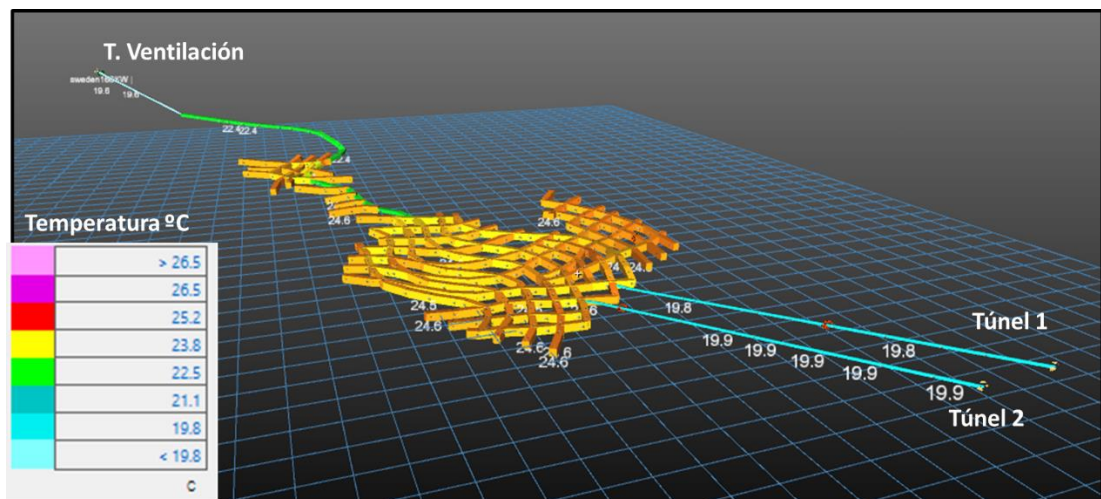
Figura 27 - Distribución de Caudal en Las labores



Fuente: Autor Con información de MPDR

En lo que respecta a la temperatura dentro de las labores, se concluye que estas no ofrecen mayor limitante al desarrollo del proyecto de acuerdo a la simulación de calor realizada, teniéndose temperaturas efectivas máximas de 27 °C (Figura 28).

Figura 28 - Temperatura Efectiva en las Labores

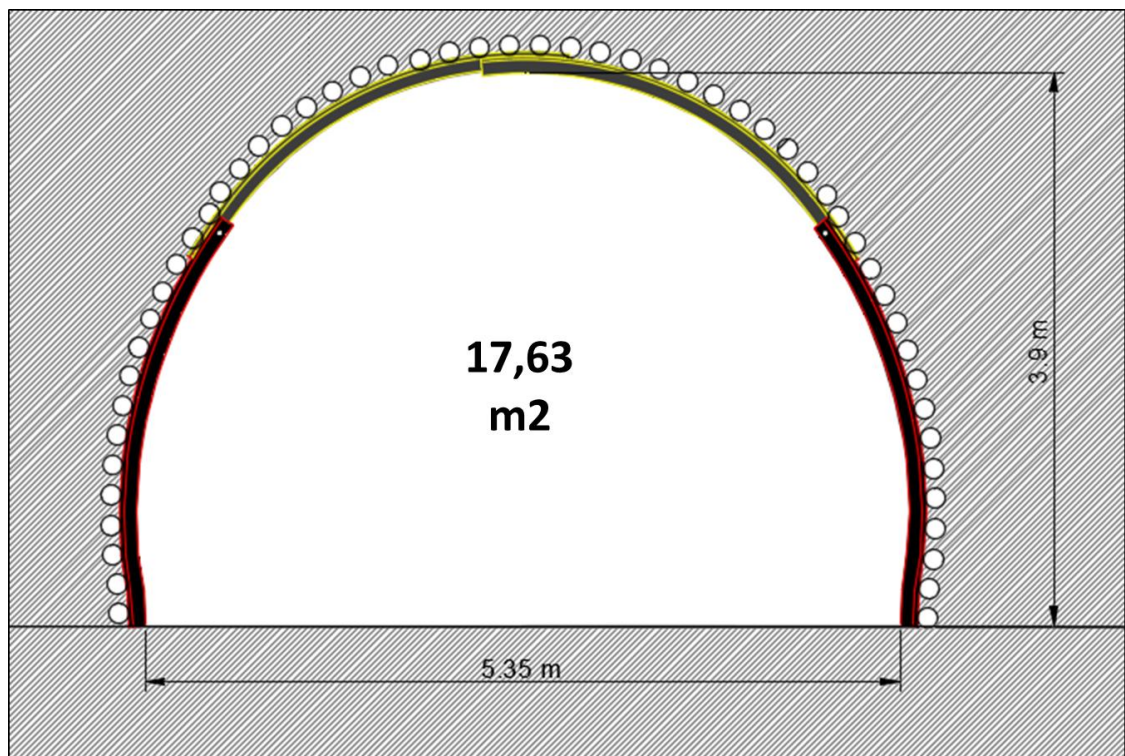


Fuente: Autor Con información de MPDR

8.2. SOSTENIMIENTO

8.2.1. Sostenimiento túnel de Acceso. El acceso al yacimiento se realizará mediante dos túneles en roca estéril, de acuerdo a la columna estratigráfica de la zona existen principalmente arcillas, lutitas y limonitas, es decir, macizos de baja calidad los cuales se caracterizan por alterasen fácilmente al contacto con las condiciones medio ambientales de temperatura y humedad. En este sentido se aplicará el sistema de sostenimiento con arco de acero de cuatro segmentos forrados con madera rolliza de 20 centímetros de diámetros en promedio. (Figura 29)

Figura 29 - Arco de Cuatro Segmentos en perfil TH21



Fuente: Autor 2017








Los arcos serán de tipo deslizantes en perfil TH21, este tipo de arco se acomoda mejor a las distribuciones de esfuerzo que sufre el terreno, la forma en que se realiza el empalme de cada segmento puede evidenciarse en la (ver figura 30).

[illegible]

8.2.2. Sostenimiento en cámaras de Explotación. El sistema de sostenimiento seleccionado para las cámaras de explotación obedece a los índices de calidad del macizo GSI y RMR, estas teorías empíricas establecen un procedimiento basado en la experiencia de los autores para determinar la calidad del macizo rocoso y con base a ella seleccionar el sistema de sostenimiento más apropiado.

74

Figura 31 - Clasificación del macizo rocoso mina el Santuario

Rock Type: <input type="text" value="General"/>		SURFACE CONDITIONS				
GSI Selection: <input type="text" value="48"/> <input type="button" value="OK"/>		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities					
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets					
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets					
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity					
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces					
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes					
		90	80	70	60	50
						40
						30
						20
						10
		N/A	N/A			

Fuente: Autor con información de MPDR

Para macizos rocosos de este tipo se sugiere la utilización pernos y malla de acuerdo a un dimensionamiento preestablecida acorde a las carga que máxima admisible que puede soportar cada uno de ellos y a la carga efectiva de acuerdo al acho de la labor en cada cámara de explotación.

La carga actuante sobre el sistema de pernado es calculada de acuerdo al índice de calidad del macizo RMR en la ecuación de Unal (Unal, 1983) (ecuación 8) mencionada por Dianmin Chen en su tesis doctoral (Chen, 1994), tal como se muestra a continuación.

$$Ht = \frac{(100 - RMR) \times (2W)}{100} \quad (8)$$

Donde; Ht es la altura de carga sobre la Labor

W: corresponde al ancho máximo de las cámaras

RMR: índice de calidad del macizo según Bieniawski

Consecuentemente al multiplicar la altura de carga por el peso específico de la roca se obtiene la carga actuante sobre los elementos de sostenimiento por unidad de longitud avanzada en cada cámara de explotación (ecuación 9) (ver figura 32).

$$Pr = \frac{(100 - RMR) \times (2W) \gamma}{100} * 101.97 \quad (9)$$

Donde,

Pr corresponde a la carga por unidad de Longitud en MPa

γ : peso específico de la roca (Ton/m³)

Al relacionar los parámetros presentes en el macizo rocoso de la mina el santuario en la ecuación xx se obtiene que la carga a soportar por los elementos de sostenimiento es de 3683 MPa, a partir de lo cual se deduce la necesidad de realizar una malla de pernado de 1,15 x 1,0 metros si se considera la aplicación de pernos de 22 mm con Tensión de fluencia (Fu) de 280 MPa (Rojas, 2008). (Ecuación 10)

$$\# \text{ Pernos} = \frac{Pr}{Fu} \quad (10)$$

Como conclusión se establece la necesidad de instalar 14 pernos en el techo de las cámaras de explotación por cada metro avanzado. Definiéndose la malla de pernado a aplicar (ver Figura 33).

En lo que respecta a la longitud del perno se emplea la ecuación del Norway Institute for Rock Blasting Technique (IFF) par roca dura (Schach, Heltzen, & Garshot, 1979), en la cual relaciona el ancho de las cámaras de explotación

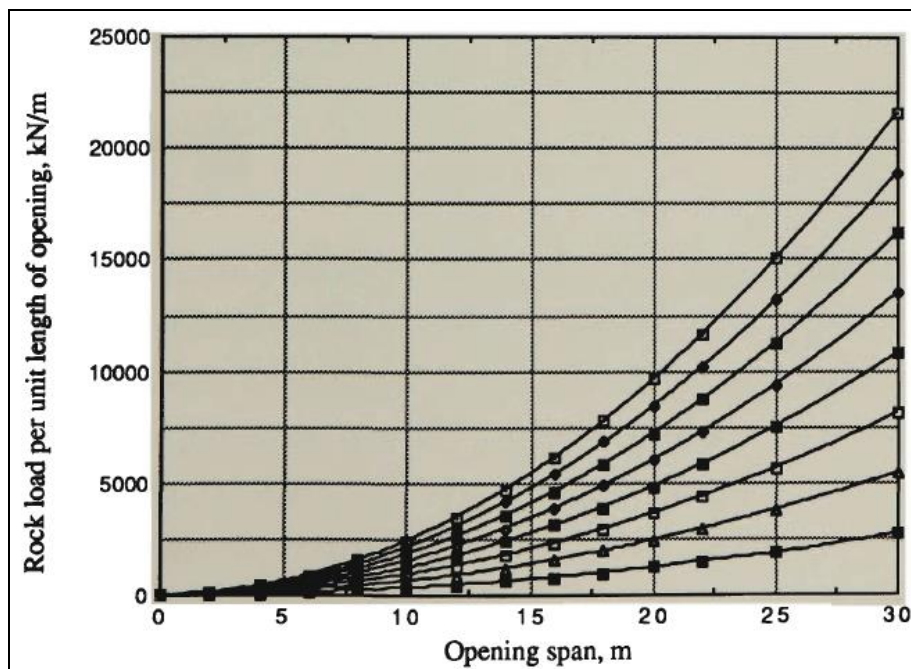
con la longitud del perno a implementar (ecuación 11). Aplicando la ecuación se establece una longitud de perno de 6,0 metros.

$$Bl = 1.40 + 0.36W \quad (11)$$

Dónde: Bl corresponde a la longitud del Perno

W: Ancho de la cámara de Explotación

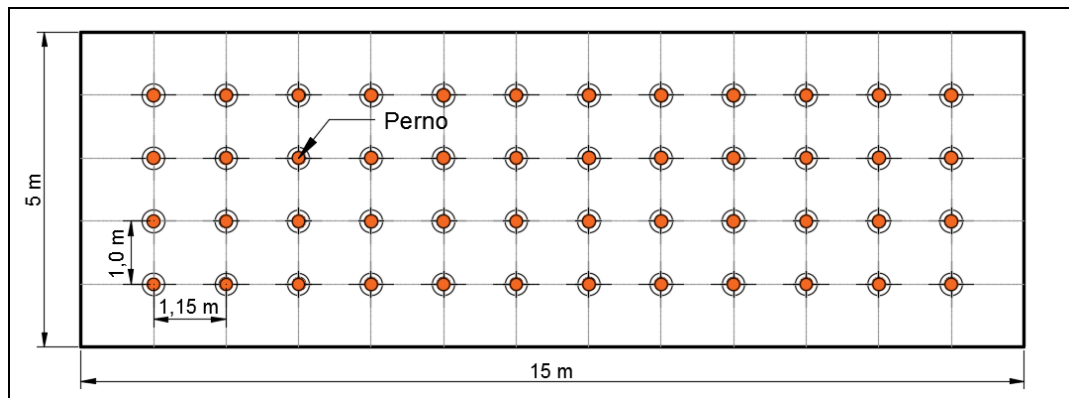
Figura 32 - Carga por unidad de longitud de labor explotada en KN/m



Fuente: Chen, D. (1994). *Design of rock Bolting Systems for Underground Excavation*. University Of Wollongong.

Adicionalmente debido a la fracturación que presenta el macizo se recomienda la utilización de malla, este ítem se incluye dentro del análisis económico dentro del ítem insumos de sostenimiento.

Figura 33 - Malla de Pernada techo de cámaras de Explotación



Fuente: Autor 2017

8.3. DESAGÜE

Por condiciones del yacimiento mineral la mayoría de las cámaras poseerán una pendiente máxima del 10%, lo cual garantizará la conducción de las aguas hacia parte más profunda de la mina, donde se debe adecuar una cámara de bombeo con capacidad adecuada considerando las dimensiones totales de la Mina.

El bombeo de la mina no presenta mayores problemas a las labores debido a las grandes dimensiones de las cámaras, Además, como se mencionó anteriormente, las labores pueden ser llenadas con material estéril producto del descapote en la explotación de superficie, bajo tal circunstancia se controla la acumulación de agua y el consumo de energía eléctrica por Bombeo.

8.4. TRANSPORTE DE INSUMOS

En las operaciones mineras se transportan diariamente insumos, equipos, y herramientas que son necesarios en la explotación, el traslado de estos en cargadores o camiones mineros es inseguro y costoso, por esta razón, se contempla dentro del valor de inversión inicial el costo de adquisición de un equipo promedio para el traslado de explosivos, repuestos, etc.

Estas máquinas además de transportar los insumos hasta los lugares de utilización cuentan con servicios adicionales como la disponibilidad de un brazo Grúa.

8.5. ILUMINACIÓN

Se contempla la utilización de dos sistemas de iluminación, la iluminación personal, que consiste en la asignación de lámparas de batería a cada uno de los trabajadores y en segunda instancia la instalación de grandes pantallas que permitan visualizar mejor las condiciones de la mina, este sistema no presenta mayores inconvenientes puesto que ni el mineral ni la roca de caja expelen gases explosivos. Por su parte todos los equipos poseerán iluminación individual con un nivel de decibeles óptimo para la operación del mismo.

8.6. SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

Minas paz del rio dentro de sus políticas de calidad tiene plenamente definidas herramientas de seguridad orientadas a mejorar la cultura en seguridad dentro de la compañía. Dentro de las herramientas destacan el Reporte Alerta que tiene como finalidad hacer conocer cualquier desviación en materia de seguridad, si la desviación se presenta mientras se está realizando alguna actividad se debe contemplar la herramienta PARE de bolcillo, la cual busca ponderar el riesgo asociado y definir la forma de continuar realizando la labor o llegado el caso detenerla. Estos elementos de seguridad entre otros serán aplicados en las labores subterráneas de la mina el santuario.

La explotación mecanizada de la mina no representa mayores problemas de seguridad, los riesgos principales a los que se expondrán los trabajadores obedece a la caída de rocas, peligros ergonómicos, peligros mecánicos y algunas condiciones respecto a las condiciones de temperatura y humedad relativa, en este sentido se debe contar con un buen sistema primario de ventilación y bombeo. En lo que respecta a caída de rocas se busca alejar al trabajador de la línea de fuego, empleando equipos hidráulicos de desabombe o Scaler y Bolteck para la instalación secuencial de pernos.

Adicionalmente, en materia de seguridad se debe contemplar la adquisición de aparatos de medida y elementos de protección personal mínimos de acuerdo a las actividades a realizar en las labores subterráneas, siendo obligatoria la utilización de casco con barboquejo, botas caña larga punta de Acero, overol, mascarilla de gases, gafa de seguridad, guantes y lámpara de iluminación individual.

9. MAQUINARIA Y EQUIPOS

Las maquinas o equipos claves que permitirán cumplir con los tiempos de ciclo determinados y el cronograma a largo plazo se mencionan en este capítulo. Se caracterizan por ser grandes equipos adaptables a las dimensiones de las labores, estas máquinas se presentan como indicación, es decir, se pueden sustituir por equipos de características similares de otras empresas proveedoras.

Tabla 21 - Relación de Maquinaria Mina el Santuario B.T

Actividad	Especificación	Capacidad Max	Cant
Perforación	Jumbo DT820	112 m ² (Sección)	1
Desabombe	Scaler Paus 853-s8	8 m (Altura)	1
Pernado	Jumbo Pernador Sandvik DS510	12 m (Altura)	1
Cargue	Cargador Sandvik LH514	14 Ton	2
Transporte	Camión Sandvik TH320	20 Ton	4
Mantenimiento	Bulldócer		1
Mantenimiento vías	Motoniveladora		1
Mantenimiento Vías	Camión de Riego		1
Total			11

Fuente: Autor 2017

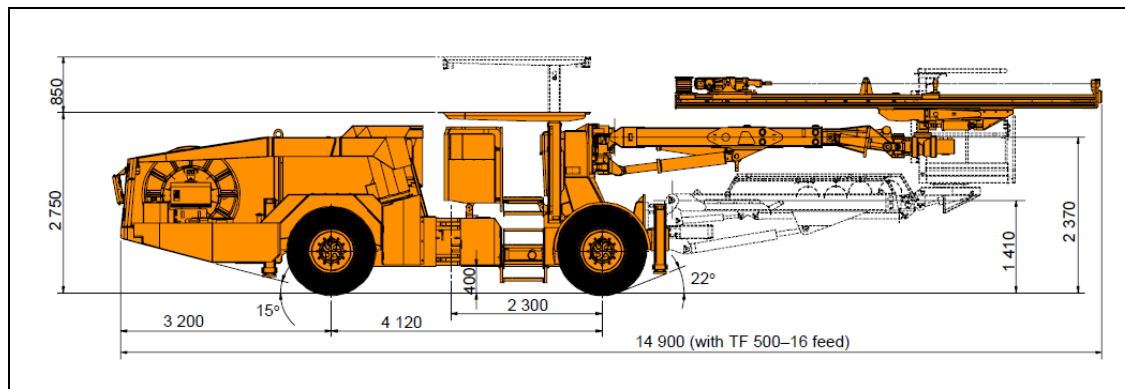
9.1. EQUIPOS DE PERFORACIÓN

La perforación en el túnel de acceso será realizada con Jumbo mecanizado. Las grandes cámaras de explotación avanzadas en rebajes horizontales serán avanzadas mediante el sistema de perforación frontal empleando un jumbo Sandvik DT820 el cual posee dos brazos equipados con perforadoras de 20 kW, para la elaboración de barrenos con diámetros entre 43 y 64 mm y longitudes de barreno hasta de 5.88 metros.

Este equipo adicionalmente posee un tercer brazo dotado a su extremo de una cabina útil en el cargue de explosivo.

Las dimensiones del equipo le permiten operar en secciones que van desde los 12 a los 112 m². Posee una longitud total de 14.9 metros y una altura máxima de 3.6 metros. (Figura 34).

Figura 34 - Jumbo de dos Brazos con canasta Sandvik DT820



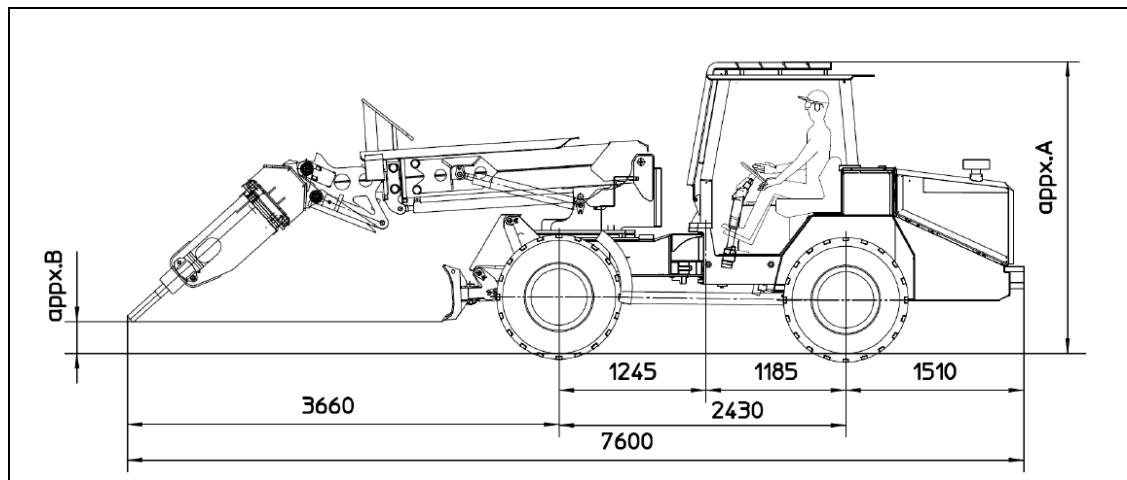
Fuente: Sandvik Mining and Contruction. (2007). *Technical Specification DT820*.

9.2. EQUIPO DE DESABOMBE

Los equipos para el desate o desabombe poseen la misma estructura de las maquinas empleadas en minería en superficie para la trituración de sobre tamaños, básicamente, están constituidas por un chasis montado sobre ruedas o cadenas dotados de un martillo hidráulico al extremo del brazo de extensión. Como sugerencia se propone el empleo del equipo Scaler Paus 853- S8, con alcance máximo de 8 metros de altura, El vehículo se encuentra equipado con un motor diésel Deutz TCD 2012 de 74.9 Kw refrigerado por agua que cumple con la norma de gases de escape (Paus, 2012). (Ver Figura 35).

Si las labores superan los 8 metros de altura puede sustituirse este equipo por una retroexcavadora tradicional cat320 dotada de martillo hidráulico.

Figura 35 - Scaler Paus 853-s8



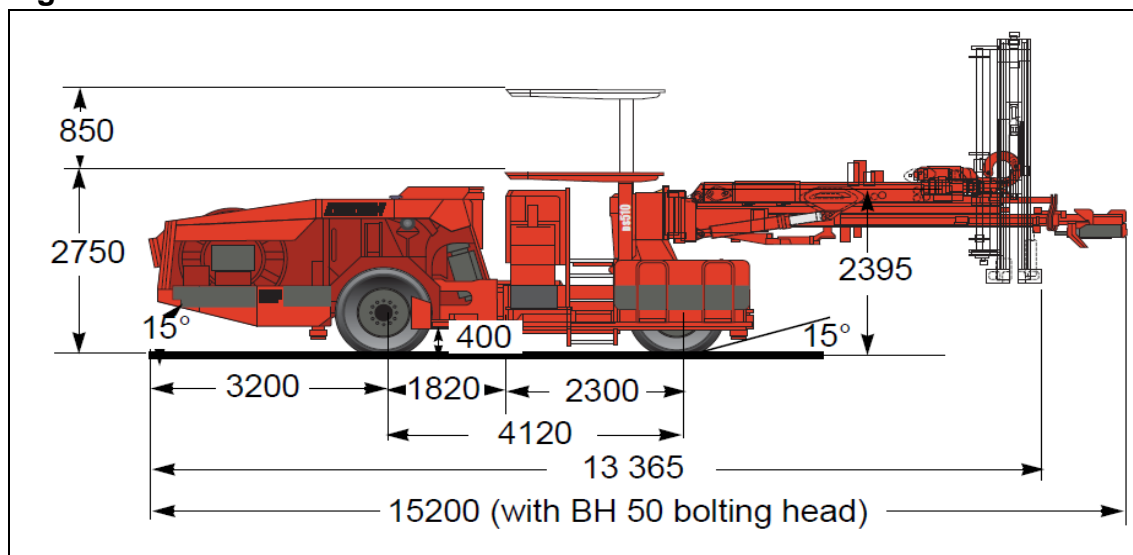
Fuente: Paus. (2012). *Scaler 853-S8*.

9.3. EQUIPO DE SOSTENIMIENTO

La instalación de pernos puede ser realizada empleando un Jumbo Pernador Sandvik DS510, este equipo funciona para una altura de trabajo mínima de 3.6 metros y máxima de 12.4 metros y un ancho de trabajo de hasta 17 metros.

Permite la instalación secuencial de hasta 8 pernos con longitud variable entre 1.5 y 6 metros para un diámetro de Barreno de 33 a 51 mm (figura 36)

Figura 36 - Jumbo Pernador Sandvik DS510

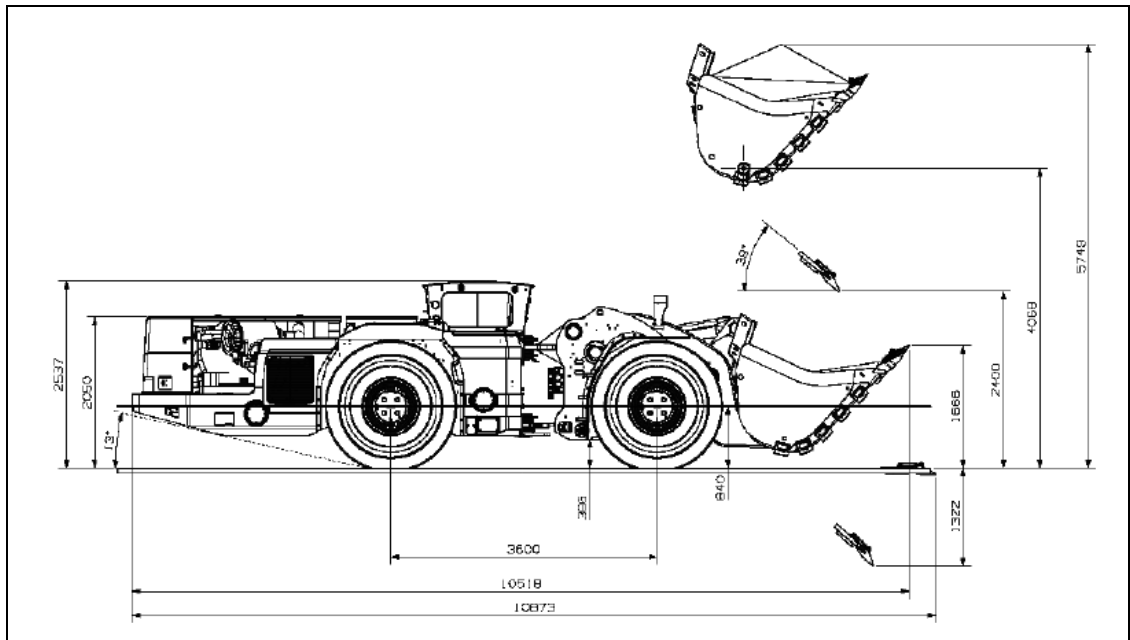


Fuente: Sandvik Mining and Contruction. (2011). *Technical specification TH 320*

9.4. EQUIPOS DE CARGUE

Después de haberse realizado la voladura y desabombado el frente se procede a descargar transportar el mineral hasta la superficie. Se prevé realizar el descargue con cargadores de bajo perfil Sandvik LH514 el cual posee una capacidad de cargue máxima de 14 toneladas (5.4 m^3) gracias a sus 256 Kw de potencia de Salida. En lo que respecta a sus dimensiones posee una altura máxima con la cuchara abajo de 2.53 metros, una longitud de 10.87 metros y un ancho de 2,76 metros lo que le obliga a trabajar bajo radios de giro externos no menores a 7 metros (Figura 37).

Figura 37 - Cargador de bajo perfil Sandvik LH514



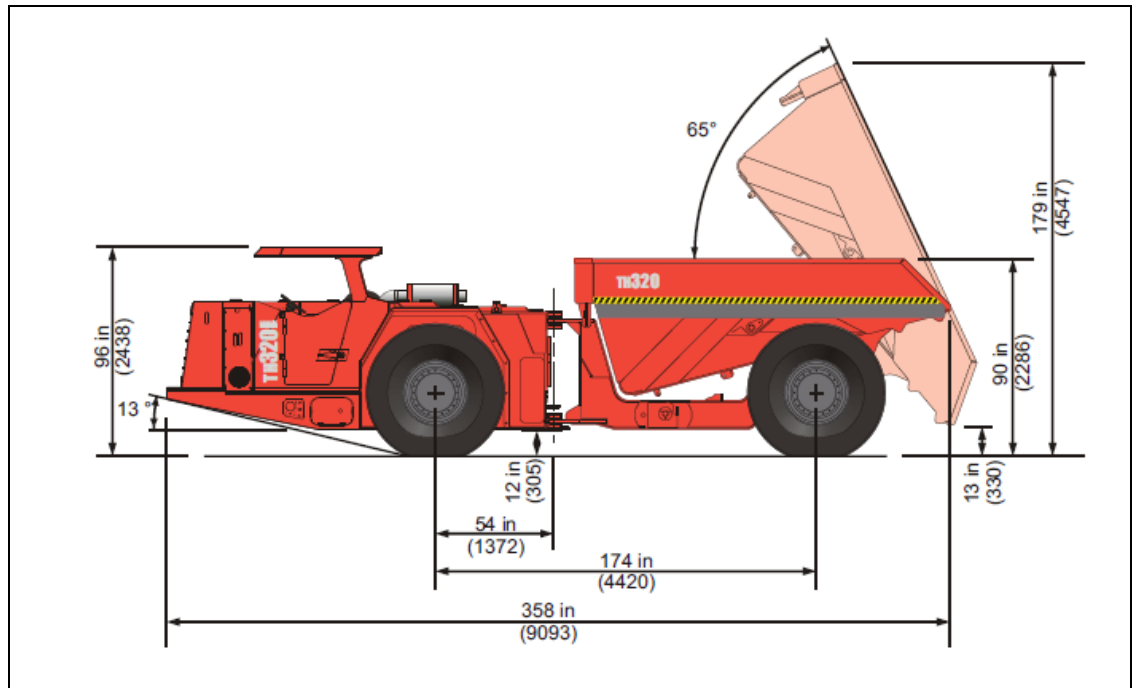
Fuente: Sandvik Mining and Construction. (2010). *Technical Specification LH514-14*.

9.5. EQUIPOS DE TRANSPORTE

El descargue del frente se realizara directamente sobre Camiones articulados de bajo perfil Sandvik TH320 los cuales poseen una potencia de salida de 240 kw a 2200 RPM, lo que le confiere una capacidad máxima de 20 toneladas para un dump box de 10.2 m^3 . Este equipo alcanza velocidades máximas de hasta 9.8 Km/h vacío y 4.8 Km/h cargado, sobre pendientes inclinadas máximas del 15%.

En lo que respecta a sus dimensiones posee una longitud total de 9 metros, con un ancho de 2.2 metros y una altura de trabajo de 2.43 metros, lo que le obliga a trabajar en radios de giro externos superiores a 7.39 metros. (Figura 38)

Figura 38 - Camión articulado Sandvik TH 320



Fuente: Sandvik Mining and Contruction. (2011). *Technical specification TH 320*.

9.6. EQUIPOS DE SERVICIO

Son las maquinas necesarias para realizar mantenimiento a las vías internas de explotación y otras actividades anexas al proceso central de producción, dentro de ellos se contempla un buldócer Cat D8 el cual se utilizará para la recuperación de carga sobre el piso de la explotación, Una motoniveladora Cat para realizar constante perfilado a las vías y un camión de Riego para controlar la polución en la mina subterránea.

Adicionalmente, dentro de los análisis de costos y rentabilidad deben incluirse equipos menores como motobombas, sub estaciones eléctricas, cajas de conexión eléctricas, el ventilador principal, los ventiladores auxiliares y todos sus accesorios.

10. ANALISIS ECONOMICO

10.1. INVERSIÓN INICIAL

Como inversión inicial se consideraron las propiedades de Mina y Equipo, como lo son los terrenos, zonas de acopio, campamentos, maquinaria, equipos e infraestructura, al igual que los cargos diferidos del proyecto, en total se estima un valor de inversión inicial de \$ 30.316'890.316 cop., de los cuales \$23.824'211.480 cop., son inversión en Activos y \$6.492'678.836 cop., constituyen capital de trabajo.

10.1.1. Propiedad Mina. En propiedad mina se contemplan 16 hectáreas de terrenos, para la instalación de zonas de acopio, patios de mina y talleres de mantenimiento, a su vez la adecuación de los campamentos y respectivos baños y duchas (Tabla 22).

Tabla 22 - Inversión Propiedad Mina

CONCEPTO	CANT.	VLR. UNIDAD	VLR. TOTAL
PROPIEDAD MINA			
Terrenos, Hectáreas y Acopio	16	\$ 50.000.000	\$ 800.000.000
CONSTRUCCIONES Y EDIFICACIONES			
Baños Duchas y Campamentos	40	\$ 3.000.000	\$ 120.000.000
Talleres m2	900	\$ 300.000	\$ 270.000.000
TOTAL CONSTRUCCION Y EDIFICACIONES			\$ 1.190.000.000

Fuente: Autor 2017

10.1.2. Maquinaria y Equipo. De acuerdo al método de explotación se requiere la adquisición de, un Jumbo perforador de dos brazos con capacidad para cubrir secciones de hasta 112 m², dos cargadores frontales LHD 514, tres camiones de bajo perfil TH 320, un equipo empernador Bolteck, un equipo de desabombe Scaler, un buldócer, una motoniveladora y otros accesorios de electricidad, servicios y mantenimiento (ver Tabla 23).

Tabla 23 - Inversión Maquinaria y Equipo

MAQUINARIA Y EQUIPO			
CONCEPTO	CANT.	VL.R. UNIDAD	VL.R. TOTAL
Martillos Jack Leg	4	\$ 23,092,160	\$ 92,368,640
Equipo Autorescataor	40	\$ 865,956	\$ 34,638,240
Jumbo Pernador Sandvik DS 510	1	\$ 2,309,216,000	\$ 2,309,216,000
Cargador 14 Ton Sandvik LH 514	2	\$ 1,731,912,000	\$ 3,463,824,000
Buldócer	1	\$ 1,450,000,000	\$ 1,450,000,000
Motoniveladora	1	\$ 340,000,000	\$ 340,000,000
Jumbo Sandvik DT 820	1	\$ 2,309,216,000	\$ 2,309,216,000
Camiones Sandvik TH 320	4	\$ 1,443,260,000	\$ 5,773,040,000
Scaler Paus 853-S8	1	\$ 1,443,260,000	\$ 1,443,260,000
Red de Bombeo	1	\$ 500,000,000	\$ 500,000,000
Ventiladores Pricipales	1	\$ 202,056,400	\$ 202,056,400
Ventiladores auxiliares	10	\$ 80,822,560	\$ 808,225,600
Compresores	1	\$ 187,623,800	\$ 187,623,800
Refugio	1	\$ 577,304,000	\$ 577,304,000
Carro Servicios y Transporte	1	\$ 288,652,000	\$ 288,652,000
Camioneta Toyota Hilux	1	\$ 130,000,000	\$ 130,000,000
Camión de Riego	1	\$ 259,786,800	\$ 259,786,800
Montaje Electrico	1	\$ 1,500,000,000	\$ 1,500,000,000
Herramientas Taller	1	\$ 15,000,000	\$ 15,000,000
TOTAL MAQUINARIA Y EQUIPO			\$ 21,684,211,480

Fuente: Autor 2017

10.1.3. Infraestructura y Superficie. Son obras civiles para el almacenamiento de los insumos de la Mina, en los cuales se requiere la elaboración de tanques de almacenamiento de agua, aire comprimido y una subestación de combustible (ver Tabla 24).

Tabla 24 - Inversión Infraestructura y Superficie

INFRAESTRUCTURA Y SUPERFICIE			
Tanques para Almacenamiento de Agua	1	\$ 10.000.000	\$ 10.000.000
Tubería en diámetro de 2 pulg.	1.000	\$ 15.000	\$ 15.000.000
Tanque para Almacenamiento de Aire Comprimido	1	\$ 50.000.000	\$ 50.000.000
Adecuación vía acceso hasta Túnel de Acceso	500	\$ 50.000	\$ 25.000.000
Subestación de Combustible	1	\$ 50.000.000	\$ 50.000.000
TOTAL INFRAESTRUCTURA Y SUPERFICIE			\$ 150.000.000

Fuente: Autor 2017

10.1.4. Activos Diferidos. Todo proyecto requiere un análisis inicial de ingeniería donde los costos se reflejan en la inversión de la planeación e ingeniería del proyecto, un estudio ambiental y gastos de acondicionamiento y montajes de la maquinaria y equipos requeridos. Estos valores se consideran dentro de la inversión inicial del proyecto y se muestran en la tabla 25.

Tabla 25 - Inversión Activos Diferido

ACTIVOS DIFERIDOS			
CARGOS DIFERIDOS			
Planeación del Proyecto	1	\$ 200,000,000	\$ 200,000,000
Ingeniería del Proyecto	1	\$ 200,000,000	\$ 200,000,000
Estudio Ambiental Y Plan de Manejo	1	\$ 300,000,000	\$ 300,000,000
Gastos de acondicionamiento y montajes	1	\$ 100,000,000	\$ 100,000,000
TOTAL ACTIVOS DIFERIDOS			\$ 800,000,000

Fuente: Autor 2017

10.2. CAPITAL DE TRABAJO

Para la realización del proyecto la empresa requiere recursos denominados capital de trabajo o activos corrientes, con el fin de cubrir las necesidades de insumos, mano de obra y maquinaria hasta que el proyecto genere ingresos y sea auto sostenible; estos recursos deben estar disponibles a corto plazo para resguardar las necesidades del proyecto. Para la mina el santuario se considera el costo necesario para realizar los dos túneles de acceso en el año 1, (este valor se incluye dentro del cuadro de flujo de fondos) y el primer mes de explotación del año 2 (Tabla 26).

Tabla 26 - Capital de Trabajo

CAPITAL DE TRABAJO	
Inventario de MP	\$ -
Cuentas por Cobrar	\$ 3.792.134.831
Caja y bancos	\$ 379.213.483
Total Activo cte	\$ 4.171.348.315
Pasivo Corriente	\$ 1.668.539.326
Capital de trabajo Mes 1 - Año 2	\$ 2.502.808.989
Capital de Trabajo Neto	\$ 2.502.808.989

Fuente: Autor 2017

10.3. COSTOS DE PRODUCCIÓN

Los costos de producción son los gastos necesarios para mantener la mina en operación, estos se estimaron para la producción de la mina el Santuario por un tiempo de 10 años en los cuales se recuperará el total de reserva. Los costos más representativos son la energía eléctrica a partir del segundo año, el sostenimiento ya que se pretende realizar con pernos y malla, el costo por explosivos y la mano de obra directa siendo este un costo directo fijo.

Relacionando el costo de producción año a año con las cantidades de mineral a producir en cada periodo se establece el costo unitario por tonelada que tendrá la operación minera subterránea, el cual, de acuerdo a los insumos y costos considerados se estima en \$ 46.453 \$/ton (**Ver Anexo 11** - Costos de Producción), dentro de este costo de producción se encuentra considerada las depreciaciones, el costo unitario sin considerar depreciaciones obtiene un valor de \$ 38.707 \$/ton.

10.3.1. Costos por Mano de Obra. Constituye uno de los principales costos de producción, en su mayoría se contempla la necesidad de la contratación de personal capacitado para la operación de equipos pesados y supervisión de labores mineras, en las (Tablas 27, 28 y 29), se muestra el personal a contratar para la realización de los túneles de acceso, el desarrollo de la explotación y el personal administrativo.

Tabla 27 - Mano de Obra Túneles de Desarrollo

MANO DE OBRA - TUNEL DE DESARROLLO					
Turnos a Laborar	Concepto	Cant. / Turno	Salario Mensual	Total Salarios	%
3	Supervisor Minero	1	\$ 3,000,000	\$ 9,000,000	
1	Operador Jumbo	2	\$ 3,000,000	\$ 6,000,000	
1	Operador de Cargador	1	\$ 3,500,000	\$ 3,500,000	
3	SISO	1	\$ 2,000,000	\$ 6,000,000	
1	Ingeniero Minas	1	\$ 3,500,000	\$ 3,500,000	
1	Tecnólogo Ambiental	1	\$ 1,500,000	\$ 1,500,000	
1	Topógrafo	1	\$ 2,500,000	\$ 2,500,000	
3	Enfermeros	1	\$ 1,500,000	\$ 4,500,000	
1	Auxiliar Topografía	2	\$ 1,500,000	\$ 3,000,000	
	Aportes Parafiscales				
	Salud				8.5%
	Pensión				12%
	Riesgos				6.960%
	Caja de Compensación				4%
	ICBF				3%
	SENA				2%
	Subtotal		\$ 22,000,000	\$ 39,500,000	36.5%
	TOTAL CON PARAFISCALES	17		\$ 53,901,700	

Fuente: Autor 2017

Tabla 28 - Mano de obra Explotación

EXPLOTACION					
Turnos a Laborar	Concepto	Cant. / Turno	Salario Mensual	Total Salarios	%
2	Operador Jumbo	1	\$ 3,500,000	\$ 7,000,000	
2	Operador Cargador	3	\$ 3,500,000	\$ 21,000,000	
2	Operador Camión	3	\$ 3,500,000	\$ 21,000,000	
2	Operador Buldócer	2	\$ 3,500,000	\$ 14,000,000	
2	Operador Ventilación	1	\$ 3,500,000	\$ 7,000,000	
2	Operador Scaler	1	\$ 3,500,000	\$ 7,000,000	
2	Operador Carro de Servicios	1	\$ 3,500,000	\$ 7,000,000	
2	Ayudante Perforación	2	\$ 2,500,000	\$ 10,000,000	
1	Cuadrilla Explosivos	4	\$ 2,500,000	\$ 10,000,000	
1	Mecánicos	8	\$ 2,500,000	\$ 20,000,000	
1	Electricistas	8	\$ 2,500,000	\$ 20,000,000	
1	Soldadores	2	\$ 2,500,000	\$ 5,000,000	
2	Supervisores	1	\$ 3,000,000	\$ 6,000,000	
2	SISO'S	1	\$ 2,000,000	\$ 4,000,000	
1	Topógrafos	1	\$ 2,500,000	\$ 2,500,000	
2	Enfermeros	1	\$ 1,500,000	\$ 3,000,000	
1	Obreros Oficios Varios	6	\$ 1,500,000	\$ 9,000,000	
	Aportes Parafiscales				
	Salud				8.5%
	Pensión				12%
	Riesgos				6.960%
	Caja de Compensación				4%
	ICBF				3%
	SENA				2%
	Subtotal		\$ 47,500,000	\$ 173,500,000	36.5%
	TOTAL CON PARAFISCALES	63		\$ 236,758,100	

Fuente: Autor 2017

Tabla 29 - Mano de Obra Administrativos

MANO DE OBRA - ADMINISTRATIVOS EXPLOTACION					
Turnos a Laborar	Concepto	Cant. / Turno	Salario Mensual	Total Salarios	%
1	Ingeniero de Planeamiento	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Practicante Planeamiento	1	\$ 1,000,000	\$ 1,000,000	
1	Ingeniero Ambiental	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Tecnólogo Ambiental	1	\$ 1,000,000	\$ 1,000,000	
1	DHO	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Practicante DHO	1	\$ 1,000,000	\$ 1,000,000	
1	Coordinador Mina	1	\$ 5,000,000	\$ 5,000,000	
1	Ingeniero Operación	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Ingeniero Civil	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Ingeniero Geólogo	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
1	Abogado	1	\$ 3,000,000	\$ 3,000,000	
	Aportes Parafiscales				
	Salud				8.5%
	Pensión				12%
	Riesgos				6.960%
	Caja de Compensación				4%
	ICBF				3%
	SENA				2%
	Subtotal		\$ 29,000,000	\$ 29,000,000	36.5%
	TOTAL CON PARAFISCALES	11		\$ 39,573,400	

Fuente: Autor 2017

10.4. PRODUCCIÓN

En la realización del diseño y el establecimiento de la vida útil de trabajo de la mina se consideró la explotación de 25.000 toneladas mensuales, consecuentemente 300.000 toneladas anuales, las cuales para un término de 9 años se proyecta la recuperación total de 2'700.000 toneladas equivalentes a la reserva de mineral de hierro estimadas en el presente proyecto (ver Tabla 30)

Tabla 30 - Producción

PRODUCCION			
CONCEPTO	CANTIDAD	UNIDAD MEDIDA	PRODUCCION / AÑO
Año 1	-	Toneladas/ Mes	-
Año 2	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 3	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 4	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 5	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 6	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 7	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 8	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 9	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
Año 10	25.000	Toneladas/ Mes	300.000
TOTAL PRODUCCION			2.700.000

Fuente: Autor 2017

10.5. COSTOS MENSUALES TÚNEL DE ACCESO

10.5.1. Explosivos. De acuerdo a la malla de perforación y voladura y los cálculos de consumo pertinentes (Anexo 7) se estima el consumo de 44 kg de Indugel por voladura de avance realizada, obteniendo un consumo de explosivo por metro cubico removido de 1, 6 kilogramos. Con base en los datos mencionados anteriormente se estimaron los costos por consumo de explosivos mensuales por cada túnel de acceso a avanzar en el año 1 (tabla 31)

Tabla 31 - Insumos Explosivos Túnel de Acceso

INSUMOS				
EXPLOSIVOS				
MATERIAL	CANT.	UM	COSTO UN.	COSTO TOTAL/MES
ANFO DESCENTRALIZADO	-	KG	\$ 3.800	\$ -
DETONADOR COMUN N° 8 ALUMINIO	72	UN	\$ 635	\$ 45.720
CORDON DETONANTE 3 GR/M.	720	M	\$ 510	\$ 367.200
MECHA DE SEGURIDAD	360	M	\$ 580	\$ 208.800
INDUGEL PLUS AP TIPO B .38 X 250 MM.	1.584	KG	\$ 9.300	\$ 14.731.200
EXEL LP 3.6 M 9.600 MS LP NO. 15	1.296	UN	\$ 10.960	\$ 14.204.160
TOTAL EXPLOSIVOS				\$ 29.557.080

Fuente: Autor 2017

10.5.2. Sostenimiento. Dadas las condiciones del macizo rocoso sobre el que se plantea realizar los túneles de acceso, se requiere la utilización de además o arcos de sostenimiento con separación máxima de 1 metro, forrados con madera y anclados con perno a la roca de caja esto con la finalidad de garantizar el acceso a las labores en forma segura, el costo total mensual por concepto de elementos de sostenimiento se muestra en la (ver Tabla 33).

10.5.3. Insumos De Mantenimiento. Dentro de este ítem se consideran los elementos o materiales que por deterioro o consumo indispensable a medida que avanzan los túneles mes a mes son necesarios adquirir, se clasifican de acuerdo a la actividad relacionada o el servicio que prestan, así: ventilación, aire, agua, obras civiles y electricidad. Tabla 33.

10.5.4. Combustibles Y Aceites. Estos insumos aportan la energía necesaria para la operación y movimiento de los equipos además garantizan su correcto funcionamiento (ver Tabla 33)

10.5.5. Otros Insumos. Se prevé la utilización de varios equipos eléctricos, en este sentido se deben contratar los servicios de energía eléctrica y servicios de agua para los mantenimientos de los equipos y las edificaciones en superficie (Tabla 32).

Tabla 32 - Otros Insumos Túnel de Acceso

INSUMOS				
Otros				
Energia Eectrica	300.000	KWH	\$ 250	\$ 75.000.000
Servicio de Agua	9.600	M3	\$ 500	\$ 4.800.000
TOTAL OTROS INSUMOS				\$ 79.800.000
IMPREVISTOS	10%	%		\$ 23.087.926
TOTAL INSUMOS TUNEL				\$ 185.386.761

Fuente: Autor 2017

Tabla 33 - Insumos Túnel de Acceso

INSUMOS				
SOSTENIMIENTO				
MATERIAL	CANT.	UM	COSTO UN.	COSTO TOTAL/MES
Arco				
Pernos	216	Und	\$ 24.890	\$ 5.376.240
Arco Perfil TH21	9.072	KG	\$ 3.000	\$ 27.216.000
Platina	216	Und	\$ 5.350	\$ 1.155.600
Resina	216	Und	\$ 7.500	\$ 1.620.000
Grapa TH21	108	Und	\$ 59.500	\$ 6.426.000
Tornillos	216	Und	\$ 500	\$ 108.000
Varilla de Perforación	30	Und	\$ 10.000	\$ 300.000
Madera Rolliza	1.944	Und	\$ 4.000	\$ 7.776.000
Subtotal				\$ 49.977.840
Ventilación				
Ductos de Ventilación	36	m	\$ 291.600	\$ 10.497.600
Equipos Ventilación Medida	2	Und	\$ 500.000	\$ 1.000.000
Subtotal				\$ 11.497.600
Aire				
Manguera de Aire Comprimido	36	M	\$ 19.420	\$ 699.120
Acoples Mangueras	4	Und	\$ 37.842	\$ 151.368
Subtotal				\$ 850.488
Agua				
Manguera Agua 6 pul	36	M	\$ 17.000	\$ 612.000
Manguera Agua 8 pul	10	M	\$ 22.000	\$ 220.000
Acoples	5	Und	\$ 20.000	\$ 100.000
Subtotal				\$ 932.000
Obras Civiles				
Cemento	3.300	KG	\$ 440	\$ 1.452.000
Arena	3.300	KG	\$ 38	\$ 125.400
Gravilla	3.300	KG	\$ 66	\$ 217.800
Subtotal				\$ 1.795.200
Electricidad				
Cable de energía media tensión 3*25	36	M	\$ 76.800	\$ 2.764.800
Mufas Eléctricas / Caja Empalme BHD100A-4T	0,25	Und	\$ 2.850.000	\$ 712.500
Subtotal				\$ 3.477.300
Iluminación				
Pantallas Mineras de Iluminación	1	UN	\$ 50.000	\$ 50.000
Subtotal				\$ 50.000
Grasas, Aceites y Combustibles				
ACPM	180	GL	\$ 6.875,47	\$ 1.237.585
ACEITE LUBRICANTE - HIDRAULICO V.68	20	GL	\$ 20.436	\$ 408.720
ACEITE AUTOMOTRIZ V150	20	GL	\$ 29.273	\$ 585.460
ACEITE HERRAMIENTA NEUMATICA	30	GL	\$ 19.884	\$ 596.520
GRASA EXTREMA PRESION NLGI N°2 SHELL	15	GL	\$ 9.042	\$ 135.630
Subtotal				\$ 2.963.915
TOTAL INSUMOS				\$ 71.544.343

Fuente: Autor 2017

10.6. COSTOS DE EXPLOTACIÓN MES

10.6.1. Explosivos. Por cada voladura realizada en una cámara de explotación se consumirán 100 kg de Indugel y 247 kg de Anfo, además será necesario 50 detonadores Excel. De acuerdo a los tiempos de ciclo se estima realizar 24 voladuras al mes, el costo mensual de adquisición de estos materiales se muestra en la tabla 34.

Tabla 34 - Insumos Explosivos Cámaras de Explotación

INSUMOS				
EXPLOSIVOS				
MATERIAL	CANT.	UM	COSTO UN.	COSTO TOTAL
ANFO DESCENTRALIZADO	8.158	KG	\$ 3.800	\$ 30.998.880
DETONADOR COMUN N° 8 ALUMINIO	66	UN	\$ 635	\$ 41.910
CORDON DETONANTE 3 GR/M.	1.980	M	\$ 510	\$ 1.009.800
MECHA DE SEGURIDAD	495	M	\$ 580	\$ 287.100
INDUGEL PLUS AP TIPO B .38 X 250 MM.	3.313	KG	\$ 9.300	\$ 30.812.760
EXEL LP 3.6 M 9.600 MS LP NO. 15	1.650	UN	\$ 10.960	\$ 18.084.000
TOTAL EXPLOSIVOS				\$ 81.234.450

Fuente: Autor 2017

10.6.2. Sostenimiento. Se plantea realizar la compra mensual de 2609 pernos con sus respectivos accesorios de instalación, adicional debido a las condiciones del macizo rocoso se recomienda la instalación de malla en el techo de las cámaras y parte de los machones, los costos unitarios y mensuales de los elementos de sostenimiento se relacionan en la (ver Tabla 35).

10.6.3. Insumos De Mantenimiento. Son considerados los mismos insumos de mantenimiento que en los túneles de acceso sin embargo las cantidades varían dados los rendimientos de avance y las necesidades de producción (ver Tabla 35).

10.6.4. Combustibles Y Aceites. En la etapa de explotación se utilizarán todos los equipos adquiridos lo cual contraerá mayor consumo de aceites y combustible. Sin embargo, este costo no es muy representativo comprado con los de sostenimiento y explosivos. (Ver Tabla 35)

Tabla 35 - Insumos mensuales Cámaras de Explotación

INSUMOS				
SOSTENIMIENTO				
MATERIAL	CANT.	UM	COSTO UN.	COSTO TOTAL
Malla de Pernado				
Pernos	2.609	Und	\$ 24.890	\$ 64.944.233
Platina	2.609	Und	\$ 5.350	\$ 13.959.488
Resina	2.609	Und	\$ 7.500	\$ 19.569.375
Tornillos	2.609	Und	\$ 500	\$ 1.304.625
Malla Sostenimiento	1.703	M2	\$ 6.096	\$ 10.381.488
Subtotal				\$ 110.159.208
Ventilación				
Ductos de Ventilación	57	Und	\$ 291.600	\$ 16.621.200
Equipos Ventilación Medida	2	Und	\$ 500.000	\$ 1.000.000
Subtotal				\$ 17.621.200
Aire				
Manguera de Aire Comprimido	100	M	\$ 19.420	\$ 1.942.000
Acoples Mangueras	10	Und	\$ 37.842	\$ 378.420
Subtotal				\$ 2.320.420
Agua				
Manguera Agua 6 pul	100	M	\$ 17.000	\$ 1.700.000
Manguera Agua 8 pul	85	M	\$ 22.000	\$ 1.870.000
Acoples	18	Und	\$ 20.000	\$ 360.000
Subtotal				\$ 3.930.000
Obras Civiles				
Cemento	10.000	KG	\$ 440	\$ 4.400.000
Arena	10.000	KG	\$ 38	\$ 380.000
Gravilla	10.000	KG	\$ 66	\$ 660.000
Subtotal				\$ 5.440.000
Electricidad				
Cable de energía media tensión 3*25	100	M	\$ 76.800	\$ 7.680.000
Mufas Eléctricas / Caja Empalme BHD100A-4T	1	Und	\$ 2.850.000	\$ 2.850.000
Subtotal				\$ 10.530.000
Iluminación				
Pantallas Mineras de Iluminación	3	UN	\$ 100.000	\$ 300.000
Subtotal				\$ 300.000
Grasas, Aceites y Combustibles				
ACPM	6.000	GL	\$ 6.875,47	\$ 41.252.820
ACEITE LUBRICANTE - HIDRAULICO V.68	200	GL	\$ 20.436	\$ 4.087.200
ACEITE AUTOMOTRIZ V150	200	GL	\$ 29.273	\$ 5.854.600
ACEITE HERRAMIENTA NEUMATICA	200	GL	\$ 19.884	\$ 3.976.800
GRASA EXTREMA PRESION NLGI N°2 SHELL	200	GL	\$ 9.042	\$ 1.808.400
Subtotal				\$ 56.979.820
TOTAL INSUMOS				\$ 207.280.648

Fuente: Autor 2017

10.6.5. Otros Insumos. De igual manera que en los túneles de acceso se requiere contratar los servicios de energía eléctrica y agua con la variante que en la mina se utilizaran grandes equipos eléctricos como el Jumbo, esto aumentara los consumos y los costos (Tabla 36).

Tabla 36 - Otros Insumos cámaras de Explotación

INSUMOS				
Otros				
Energía Eléctrica	540.000	KWH	\$ 250	\$ 135.000.000
Servicio de Agua	116.000	M3	\$ 500	\$ 58.000.000
TOTAL OTROS INSUMOS				\$ 193.000.000
IMPREVISTOS	10%	%		\$ 48.151.510
TOTAL INSUMOS DE EXPLOTACION				\$ 529.666.608

Fuente: Autor 2017

10.7. DEPRECIACIÓN Y AMORTIZACIÓN DE ACTIVOS

Se supone una depreciación constante, una alícuota periódica de depreciación invariable, de acuerdo a los periodos establecidos en la norma colombiana. Se establece un costo de depreciación anual sobre; construcciones, edificaciones, maquinaria y equipo e infraestructura y superficie de \$ 2.270'206.288 cop., teniendo en cuenta que en el primer año solo se toman los valores de la compra de un cargador para realizarle la depreciación a Maquinaria y Equipos, y manteniendo los valores de los demás activos de manera constate (Tabla 37)

Tabla 37 - Depreciación y Amortización de Activos

DEPRECIACION Y AMORTIZACION DE ACTIVOS				
CONCEPTO	Costo (\$)	Vida Útil (años)	Dep. o Amor. año	Vlr en Libros
Construcciones y edificaciones	\$ 1.190.000.000	20	\$ 59.500.000	\$ 595.000.000
Maquinaria y equipo	\$ 21.372.062.880	10	\$ 2.137.206.288	\$ 1.923.485.659
Equipo de Oficina	\$ -	10	\$ -	\$ -
Infraestructura Superficie	\$ 150.000.000	20	\$ 7.500.000	\$ 75.000.000
Activos Diferidos	\$ 600.000.000	10	\$ 60.000.000	\$ -
Imprevistos	\$ 60.000.000	10	\$ 6.000.000	\$ -
Total Depreciación y Amortización Activos			\$ 2.270.206.288	
Total Valor en libros fin año 10				\$ 2.593.485.659

Fuente: Autor 2017

10.8. GASTOS

Se entiende como el conjunto de erogaciones destinadas a la distribución o venta del producto y a la administración e incluso al mantenimiento de la planta física de la empresa. (Gerencie.com, 2017)

10.8.1. Gastos Administrativos. Estos gastos están relacionados directamente con la administración general de la empresa, en este caso se denota la mano de obra indirecta (mano de obra de administrativos), las dotaciones, los gastos de oficina que se denominan en este caso gastos de papelería y servicio de oficina por un total de \$ 58'636.498 cop. (Tabla 38).

Tabla 38 - Gastos Administrativos

GASTOS ADMINISTRATIVOS			
CONCEPTO		CANT. AÑO	.
Mano de Obra	\$ 39.573.400	1	\$ 39.573.400
Dotaciones	\$ 9.283.098	1	\$ 9.283.098
Subtotal			\$ 48.856.498
Otros Gastos Administrativos			
CONCEPTO	PRECIO / MES	CANT. AÑO	TOTAL AÑO
Imprevistos Administrativos	\$ 200.000	12	\$ 2.400.000
Gastos de oficina (Papelería)	\$ 115.000	12	\$ 1.380.000
Servicios Oficina	\$ 500.000	12	\$ 6.000.000
Total otros gastos administrativos			\$ 9.780.000
TOTAL GASTOS ADMINISTRATIVOS			\$ 58.636.498

Fuente: Autor 2017

10.8.2. Gastos De Distribución Y Ventas. Debido a la distancia que existe de Ubalá a Belencito (292,5 Km), en el transporte se estima un costo de distribución de \$80.000 por cada tonelada. Comparado con el costo unitario de producción se evidencia la importancia de este gasto respecto a la utilidad obtenida, en otras palabras, el gasto de distribución es el factor que más afecta la rentabilidad del proyecto (ver Tabla 39).

Tabla 39 - Gastos de Distribución y Ventas

GASTOS DE DISTRIBUCION Y VENTAS					
Concepto	\$/Ton-Km	Distancia Km	Precio Venta Ton.	Producción Anual	Costo Total
Transporte Belecito - Año 1	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ -	\$ -
Transporte Belecito - Año 2	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 3	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 4	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 5	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 6	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 7	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 8	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 9	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Transporte Belecito - Año 10	\$ 274	292,5	\$ 150.000	\$ 300.000	\$ 24.000.000.000
Total Gastos de Distribución y Ventas				\$ 2.700.000	\$ 216.000.000.000

Fuente: Autor 2017

10.9. INGRESOS

Basado en un nivel de producción de 25.000 toneladas mensuales y un precio de venta unitario de \$ 150.000 pesos por tonelada se espera que para cada año de explotación se reciban ingresos por \$ 45.000'000.000 cop. (Tabla 40).

Tabla 40 - Ingresos por Ventas

INGRESOS POR VENTAS			
Puntos de Venta	Toneladas	Precio TM	INGRESO TOTAL
MINERAL AÑO 1	-		
MINERAL AÑO 2	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 3	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 4	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 5	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 6	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 7	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 8	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 9	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
MINERAL AÑO 10	300.000	\$ 150.000	\$ 45.000.000.000
TOTAL INGRESOS POR VENTAS	2.700.000		\$ 405.000.000.000

Fuente: Autor 2017

10.10. FLUJO DE FONDOS

Integrando los costos de producción, los gastos administrativos y gastos de distribución y ventas, con los ingresos obtenidos por ventas en cada periodo se establecen los movimientos de entrada y salida de efectivo generados por la operación. Adicionalmente se consideran egresos por conceptos de impuesto y regalías. (**Ver Anexo 11** - Tabla Flujo de Fondos)

10.11. ÍNDICES DE RENTABILIDAD TIR Y VPN

Después de calcular el ingreso anual neto para cada año como se hizo en el flujo de fondos, se aplica una tasa de descuento del 23% para reducir el valor tanto de los beneficios como de las pérdidas en años futuros (Tasa de interés y oportunidad TIO), y se obtiene un valor presente neto negativo de \$ 9.924`283.182, considerando el valor en libras y de \$ \$ 12.545`862.215 sin considerar el valor en libras. Por lo tanto, se entiende que para la tasa de interés y oportunidad estipulada y para la forma en que se plantea el proyecto este no sería viable.

Realizando el proceso inverso de estimación del valor presente neto obtenemos una tasa interna de retorno de 13% considerando el valor en los libras y el 11% sin considerar el valor en libras. Estos valores representan la tasa con la que la inversión regresa al año cero. (**Ver Anexo 11**).

11. CONCLUSIONES

- De acuerdo al método de explotación por cámaras y pilares con recuperación por rebajes paralelos y a la metodología y sistemática explotación establecida para la zona sur de la mina el santuario se estiman un total de 2'704.800 toneladas de reservas probables, de las cuales 321.600 toneladas corresponden a carbonatos de hierro con tenor medio del 41.12% y las restantes 2'383.200 toneladas son óxidos de hierro con tenor medio del 53.01%.
- Para poner en marcha el proyecto de explotación subterráneo en la mina el santuario se requiere realizar una inversión inicial de 23.824 millones de pesos y disponer de un capital de trabajo de 6.492 millones de pesos para suplir los costos y gastos hasta que el proyecto sea auto sostenible.
- De acuerdo a la forma en que se plantea realizar la recuperación subterránea de los recursos indicados en la zona sur de la Mina el Santuario se estima que el proyecto posea una tasa interna de retorno (TIR) del 13% con la realización de una inversión inicial cercana a los 30.316 millones de pesos y un costo de producción unitario de 46.453 \$/Ton.
- Los factores que afectan en mayor grado la rentabilidad del proyecto corresponden a los gastos de distribución y venta y la depreciación de los equipos requeridos en la extracción.
- El proyecto planteado posee una vida útil de 10 años considerando una producción mensual de 25.000 toneladas. En el primero de ellos se realizarán trabajos de desarrollo buscando acceder al yacimiento desde la parte sur-occidental de la zona y en consecuencia solo en los 9 últimos años se obtendrá producción.
- De acuerdo al personal relacionado se prevé que la operación en la Mina el Santuario subterránea tenga rendimientos unitarios por hombre turno bajo tierra de 8.26 Ton/H.T y general considerando el personal administrativo y de superficie de 7.03 Ton/H.T (Rendimiento Mina).
- La restricción más predominante se relaciona con la presencia de la quebrada la Pichonera a lo largo de la mineralización, este aspecto restringe la recuperación de las reservas presentes debajo de la misma, en primer lugar, porque la cobertura del yacimiento es muy baja a lo largo de la quebrada y en segundo porque la normativa actual colombiana restringe su intervención.
- Los esfuerzos principales sobre los elementos de sostenimiento en la mina subterránea no son muy elevados debido a que el yacimiento posee isobatas inferiores a los 300 metros, esto representa un punto a favor para la realización de la explotación.

- La Ventilación no ofrece mayores restricciones a la realización de los trabajos. de acuerdo a la simulación realizada en Ventsim las condiciones atmosféricas son óptimas para trabajar en buenas condiciones de confort si se implementa un circuito de ventilación principal con un ventilador de mínimo 160 Kw.
- De acuerdo a la clasificación geotécnica del macizo rocoso el sostenimiento en las cámaras de explotación podrá ser realizado mediante pernado sistemático y recubrimiento con malla dada la presencia de tres familias de discontinuidades principales y dos secundarias que pueden generar formación de cuñas y posterior caída de rocas. Sin embargo, también se advierte la variabilidad de las condiciones geotécnicas a lo largo del yacimiento, por lo cual si se llegase a realizar la explotación se deberá diagnosticar constantemente las condiciones de los techos y pilares a medida que avanzan las cámaras.

12. RECOMENDACIONES

- Detallar el modelo geológico buscando aumentar el grado de certeza de los recursos presentes en la zona sur de la mina el santuario, de tal manera que pasen de ser clasificados de recursos indicados a recursos medidos, para poder llegar a establecer reservas probadas.
- Realizar un modelo geológico más detallado que busque identificar si existen materiales de caja con buenas condiciones geomecánicas que aislen la explotación de materiales poco competentes, así, de esta manera se podrá verificar si la loza de techo propuesta en este documento puede ser disminuida.
- Establecer en forma clara los límites del yacimiento y ajustar el método de explotación seleccionado al nuevo modelo geológico del yacimiento.
- Evaluar la posibilidad de implementar la utilización de una banda transportadora para reducir el número de camiones a adquirir y de esta manera reducir el valor de inversión inicial y el costo unario de producción al disminuirse paralelamente el costo por depreciación.
- Los equipos relacionados en el presente documento se muestran con el objeto de verificar la existencia en el mercado de equipos aplicables al diseño minero planteado, sin embargo, estos pueden ser reemplazados por otros que representen menos costos de mantenimiento o adquisición.
- De llegarse a implementar el sistema de explotación subterráneo este debe coordinarse con la explotación en superficie buscando retrollear las cámaras vacías. De esta manera se contribuirá a la estabilización de la zona y se evitara futuros problemas de asentamientos en superficie.

13. BIBLIOGRAFÍA

- Atlas Copco. (20 de Enero de 2017). *Research Gate*. Obtenido de https://www.researchgate.net/profile/loannis_E_Zevgolis/publication/268599146/figure/fig1/AS:295535882850311@1447472653902/Figure-1-The-classical-room-and-pillar-mining-method-Atlas-Copco-2000-Implementation.png
- Ausenco Vector. (2011). *Evaluacion Geotecnica de Minería a Cielo Abierto - Mina el Santuario*. Lima - Peru.
- Chen, D. (1994). *Design of rock Bolting Systems for Underground Excavation*. University Of Wollongong.
- Gerencie.com. (15 de 03 de 2017). *Gerencie.com*. Obtenido de www.gerencie.com/diferencia-entre-costoy-gasto.html
- Metodos de Explotacion - Seleccion de Metodo*. (2008). Obtenido de U. Cursos: https://www.u-cursos.cl/ingenieria/2008/1/M157E/1/material_docente/bajar?id_material=166066
- Minas Paz del Rio S.A. (2016). *Modificacion Al Programa de Trabajos y Obras Contrato 15065*. Belencito.
- Moreno, G., Terraza, R., & Montoya, D. (2009). Geología Del Cinturón Esmeraldífero Oriental (CEOR). *Boletín de Geología*, 51-67.
- Paus. (2012). *Scaler 853-S8*.
- Rojas, D. I. (2008). *Manual Sistema de Refuerzo de Rocas con Pernos SAFEROCK*. Chile: Gerdau AZA S.A.
- Sandvik. (2007). *Technical Specification DT820*.
- Sandvik Mining and Construction . (2011). *Technical specification Sandvik DS510*.
- Sandvik Mining and Construction. (2010). *Technical Specification LH514-14*.
- Sandvik Mining and Contruction. (2007). *Technical Specification DT820*.
- Sandvik Mining and Contruction. (2011). *Technical specification TH 320 - II - I*.
- Schach, R., Heltzen, A., & Garshot, K. (1979). *Rock Bolting - A practical handbook*. New York: Pergamon Press.
- The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of geoscientists, and The Minerals Council of Australia. (1999). *Codigo*

Australasia Para informar Sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena.

Ulloa, C., & Rodriguez, E. (1976). *Geologia del cuadrángulo K-12, Guateque*. Servicio Geológico colombiano.

Unal, E. (1983). *Design guidelines and roof control standard for Coal mine roofs*. Pennsylvania University: PhD Thesis.

Yrarrazaval Herrera, M. (2013). *Nueva Formula de Resistencia Para el Diseño de Pilares de Roca*. Santiago de Chile: Universidad de Chile .